

**UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FACULTAD DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA, MINAS, PETRÓLEOS Y
AMBIENTAL
CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS**

**OPTIMIZACIÓN EN LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
EN EL AVANCE DE LA RAMPA EN LA MINA BETHZABETH**

**Trabajo de Grado presentado como requisito parcial para optar el Título
de Ingeniera de Minas Grado Académico de Tercer Nivel**

YADIRA VANESSA SÁNCHEZ VILLARREAL

TUTOR: ING. ADÁN GUZMÁN

Quito, Junio de 2012

DEDICATORIA

A Dios.

Por tener a mi familia unida, haberme ayudado a llegar hasta este punto dentro de lo planeado, darme la fe, la fortaleza, la salud y la sabiduría que fueron totalmente indispensables para lograr mi objetivo, además por su infinita bondad y amor.

A mis padres.

Arturo y Teresa, son el mejor ejemplo; gracias por la vida y por todo lo que me han dado, simplemente los amo y son el motor en mi vida, para ustedes es cada triunfo, este es uno más y el más importante hasta hoy porque estoy convencida que llegaran más, ahora les puedo decir misión cumplida Gorditos.

A mi hermana.

Johanna, para ti por estar siempre orgullosa de mí y espero en lo posterior no defraudarte.

A mis abuelitos maternos.

Olga y Juan Bautista, que desde el cielo me han guiado y sé que están orgullosos de mí, lo cumplí abuelitos.

A mis abuelitos paternos.

Laura y Aníbal por su preocupación constante y los innumerables consejos brindados.

AGRADECIMIENTO

A Dios.

A mis Padres y Hermana.

A quienes les debo mi vida, les agradezco por su cariño, comprensión, paciencia e infinito apoyo que me han brindado a lo largo de toda esta etapa para culminar mi carrera profesional. Gracias ñaña por ser mi mejor amiga y por todo tu amor.

A la Universidad Central del Ecuador.

Especialmente a la FIGEMPA con la cual estaré eternamente agradecida por haberme brindado la oportunidad de estudiar en sus aulas y ser un pilar de conocimientos y sabiduría en el desarrollo de mi carrera

A la Empresa Minera ELIPE. S.A.

Auspiciante de esta investigación, al Departamento Técnico, Ing. Luis Bravo y en especial al Ing. Franklin Guañuna quien me brindó la oportunidad de realizar mi tesis y por su apoyo incondicional durante este período.

A nuestros Maestros.

Gracias por su tiempo, por su apoyo así como por la sabiduría que me transmitieron en el desarrollo de mi formación profesional, en especial: al Ing. Adán Guzmán por haberme guiado, apoyado en el desarrollo de la tesis y llegar a la culminación de la misma.

A mis familiares y amigos.

Gracias por su preocupación constante; a mis amigos por todos los momentos buenos y malos; recuerdos que perduraran por siempre, gracias totales a todos ellos que hoy comparten mi alegría de culminar esta etapa de mi vida.

AUTORIZACIÓN DE LA AUTORIA INTELECTUAL

Yo, Yadira Vanessa Sánchez Villarreal en calidad de autor del trabajo de investigación o tesis realizada sobre “OPTIMIZACIÓN EN LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL AVANCE DE LA RAMPA EN LA MINA BETHZABETH”, por la presente autorizo a la UNIVERSIDAD CENTRAL DL ECUADOR, hacer uso de todos los contenidos que me pertenecen o de parte de los que contienen esta obra, con fines estrictamente académicos o de investigación.

Los derechos que como autor me corresponden, con excepción de la presente autorización, seguirán vigentes a mi favor, de conformidad con lo establecido en los artículos 5, 6, 8; 19 y demás pertinentes de la Ley de Propiedad Intelectual y su Reglamento.

Quito, a 6 de junio de 2012.



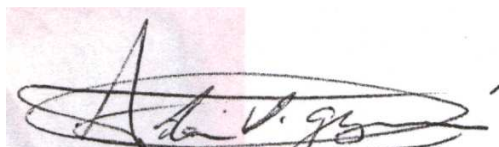
VANESSA SANCHEZ VILLARREAL

C.I. 172264788-8

INFORME DE APROBACIÓN DEL TUTOR

En mi carácter de Tutor del Trabajo de Grado, presentado por la señorita Yadira Vanessa Sánchez Villarreal, para optar el Grado de Ingeniera de Minas cuyo título es de Tercer Nivel, considero que dicho Trabajo reúne los requisitos y méritos suficientes para ser sometido a la presentación pública y evaluación por parte del jurado examinador que se designe.

En la ciudad de Quito a los 4 días del mes de abril de 2012.

A handwritten signature in black ink, appearing to read 'Adán V. Guzmán', is written over a light pink rectangular stamp. The signature is fluid and cursive.

Firma

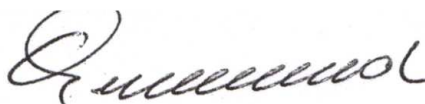
Ing. Adán Guzmán
TUTOR DE TESIS

APROBACION DEL TRABAJO TRIBUNAL

El tribunal de Tesis conformado por el Ing. Gerardo Herrera, Ing. Silvio Bayas e Ing. Fabián Jácome.

DECLARAN:

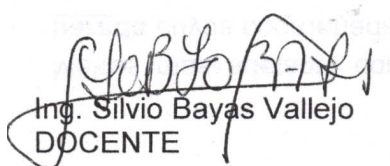
Que la presente Tesis: sobre "OPTIMIZACIÓN EN LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL AVANCE DE LA RAMPA EN LA MINA BETHZABETH"; ha sido elaborada por la señorita Yadiria Vanessa Sánchez Villarreal, egresada de la Carrera de Ingeniería en Minas, ha sido revisada y verificada, dando fe de la originalidad del presente trabajo.



Ing. Gerardo Herrera

MIEMBRO DEL TRIBUNAL DELEGADO

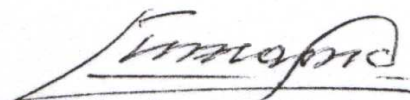
POR EL SUBDECANO



Ing. Silvio Bayas Vallejo
DOCENTE

Ing. Silvio Bayas

MIEMBRO DEL TRIBUNAL



Ing. Fabián Jácome

MIEMBRO DEL TRIBUNAL

Fecha: 2012/06/06

Para constancia de lo actuado

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. ENUNCIADO DEL TEMA.....	1
1.2. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.....	1
1.3. JUSTIFICACIÓN	2
1.4. OBJETIVOS	3
1.4.1. Objetivo General	3
1.4.2. Objetivos Específicos.....	3
1.5. ACCESIBILIDAD Y FACTIBILIDAD.....	3
1.5.1. Factibilidad.....	3
1.5.2. Accesibilidad.....	4

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO	5
2.1. MARCO INSTITUCIONAL.....	5
2.2. MARCO LEGAL	6
2.3. MARCO ÉTICO	6
2.4. MARCO REFERENCIAL.....	6
2.4.1. ANTECEDENTES.....	6
2.4.2. UBICACIÓN GEOGRÁFICA	7
2.4.2.1. Ubicación del Área.....	7
2.4.2.2. Accesibilidad y Comunicación.....	9
2.4.3. HIDROGRAFÍA.....	11
2.4.4. CLIMA.....	12
2.4.5. VEGETACIÓN	12
2.4.6. ASPECTOS SOCIO-ECONÓMICOS	13
2.5. GEOLOGÍA	15
2.5.1. GEOLOGÍA REGIONAL.....	15
2.5.2. GEOLOGÍA LOCAL	15
2.5.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	17
2.6. PROPIEDADES FÍSICO-MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.....	18
2.6.1. PESO ESPECÍFICO	18
2.6.2. DENSIDAD	18

2.6.3. PESO VOLUMÉTRICO.....	19
2.6.4. POROSIDAD	20
2.6.5. ESPONJAMIENTO	21
2.6.6. RESISTENCIA DE LAS ROCAS.....	22
2.6.6.1. Resistencia a la compresión	22
2.6.6.2. Resistencia a la tracción	23
2.6.6.3. Resistencia al cizallamiento	24
2.7. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA.....	25
2.7.1. CLASIFICACIÓN DE DEERE (RQD)	26
2.8. SUSTANCIA EXPLOSIVA.....	28
2.8.1. TIPOS DE EXPLOSIVOS INDUSTRIALES.....	28
2.8.1.1. Explosivos rápidos y detonantes.....	28
2.8.1.2. Explosivos lentos y deflagrantes	28
2.8.2. CARACTERÍSTICAS AMBIENTALES DE LOS EXPLOSIVOS	29
2.8.2.1. Sensibilidad.....	29
2.8.2.2. Resistencia al agua.....	30
2.8.2.3. Humos	30
2.8.2.4. Flamabilidad.....	31
2.8.2.5. Resistencia a la temperatura.....	31
2.8.3. CARACTERÍSTICAS DE DESEMPEÑO DE LOS EXPLOSIVOS	31
2.8.3.1. Sensitividad.....	32
2.8.3.2. Velocidad de detonación	32
2.8.3.3. Presión de detonación	33
2.8.3.4. Densidad.....	33
2.8.3.5. Potencia.....	34
2.8.3.6. Cohesividad	34
2.8.4. SISTEMA DE INICIACIÓN Y CEBADO.....	34
2.8.4.1. Sistema elemental o convencional de mecha lenta fulminante – común.....	35
2.8.4.2. Sistema eléctrico convencional	35
2.8.4.3. Sistemas no eléctricos	35
2.8.4.4. Métodos para voladura subterránea.....	36
2.8.5. CRITERIOS DE SELECCIÓN DEL EXPLOSIVO	36

2.8.5.1. Precio del explosivo	36
2.8.5.2. Diámetro de carga.....	37
2.8.5.3. Características de la roca.....	38
2.8.5.4. Volumen de roca a volar	39
2.8.5.5. Condiciones atmosféricas	39
2.8.5.6. Presencia de agua	39
2.8.5.7. Problemas de entorno.....	40
2.8.5.8. Humos	40
2.8.5.9. Atmósferas explosivas	40
2.8.5.10. Problemas de suministro.....	41
2.9. HIPÓTESIS	41

CAPÍTULO III

3. DISEÑO METODOLÓGICO	42
3.1. TIPO DE ESTUDIO.....	42
3.2. UNIVERSO Y MUESTRA	43
3.3. MÉTODOS Y TÉCNICAS	43
3.3.1. PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICADOS ACTUALMENTE EN EL AVANCE DE LA RAMPA.....	43
3.3.1.1. Antecedentes preliminares del destape de la mina	43
3.3.1.2. Perforación actual de la rampa.....	45
3.3.1.3. Herramientas de perforación.....	47
3.3.1.4. Número de barrenos	49
3.3.1.5. Diagrama de perforación.....	49
3.3.1.6. Consumo de sustancia explosiva.....	51
3.3.1.7. Diagrama de voladura.....	53
3.3.1.8. Tiempos en operaciones.....	54
3.3.1.9. Costos.....	56
3.3.1.10. Seguridad en los procesos.....	71
3.3.2. DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO QUE ATRAVIESA LA RAMPA.....	73
3.3.2.1. Características de la roca encajante	74
3.3.2.2. Análisis de laboratorio.....	76

3.3.3. DISEÑO Y SELECCIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN OPTIMIZADA	81
3.3.3.1. Nueva teoría para calcular el burden	82
3.3.3.2. Determinación de las variables independientes	86
3.3.4. RESUMEN DE CRITERIOS PARA LA ELECCIÓN DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA.....	100
3.3.5. MÉTODO SUECO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA (RUNE GUSTAFSSON)	101
3.3.6.1. Importancia de la prevención de riesgos laborales.....	102
3.3.6.2. Definición de seguridad minera.....	103
3.3.6.3. Equipos de protección personal (EPP).....	104
3.3.6.4. Mapa de riegos	109
3.3.6.5. Los riesgos en minería.....	111
3.3.6.6. Seguridad con los explosivos.....	113
3.3.7. MAQUINARIA MINERA	122
3.3.7.1. Jumbo Tamrock Pantofore	122
3.3.7.2. Jumbo Atlas Copco Boomer 282.....	123
3.3.7.3. Pala Cargadora KOMATSU WA-250.....	124
3.3.7.4. Telehandler Lift King-630	126
3.3.7.5. Scoops.....	127
3.3.7.6. Volquetas Hino 700-2841	128
3.3.7.7. Bombas.....	129
3.3.7.8. Ventiladores.....	130
3.3.7.9. Cargador Anol CC.....	131
3.3.7.10. Compresor INGERSOLL RAND 900-WCU	132
3.3.8. RECOLECCIÓN DE DATOS.....	134
3.3.9. RECOLECCIÓN DE DATOS PARA LA DETERMINACIÓN DEL RQD.....	134
3.3.9.1. Método N° 1: Testigos de perforación	134
3.3.9.2. Método N° 2: Número de fracturas por 1 m lineal de muestreo	139
3.3.10. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE INFORMACIÓN	141
3.3.11. DISEÑO DE LA NUEVA SECCIÓN DE LA RAMPA.....	141
3.3.11.1. Dimensiones de la sección.....	142
3.3.11.2. Diseño de la nueva sección de la rampa.....	148

3.3.11.3. Cálculo de las secciones de la galería	148
3.3.12. CÁLCULO DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA.....	149
3.3.12.1. Cálculo del coeficiente que toma en cuenta la sección de la rampa a volarse (V)	150
3.3.12.2. Cálculo de la cantidad de carga para volar 1 m ³ de roca (q ₁)	151
3.3.12.3. Cálculo de la superficie de la sección del barreno (w)	151
3.3.12.4. Cálculo de Sustancia Explosiva para 1 m ³ de roca (q)	151
3.3.12.5. Cálculo de sustancia explosiva para 1 m de barreno (j)	151
3.3.12.6. Cantidad de carga de los barrenos de piso	151
3.3.12.7. Cantidad de carga de los barrenos de los hastiales	154
3.3.12.8. Cantidad de carga de los barrenos de techo	156
3.3.12.9. Cantidad de carga de los barrenos de destroza	158
3.3.12.10. .Cantidad de carga de los barrenos del contra cuele.....	160
3.3.13. CÁLCULO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA.....	168
3.3.13.1. Aplicación del diseño de mallas de perforación y voladura subterránea	168
3.3.13.2. Aplicación en el avance de la rampa.....	168
3.3.13.3. Aplicación del modelo matemático	169
3.3.14. COMPARACIÓN DEL BURDEN CON EL USO DE DIFERENTES EXPLOSIVOS	179
3.3.15. ESQUEMA COMPARATIVO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN UTILIZADA CON LA PROPUESTA OPTIMIZADA	184
3.3.16. ESQUEMA COMPARATIVO DE LAS PROPIEDADES Y COSTOS DE LOS EXPLOSIVOS	184

CAPÍTULO IV

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	190
4.1. CONCLUSIONES	190
4.2. RECOMENDACIONES.....	191

CAPÍTULO V

5. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	193
5.1. BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA	193
5.2. WEBGRAFÍA.....	194

ANEXOS

- ANEXO 1** Mapa de ubicación geográfica del proyecto
- ANEXO 2** Mapa Geológico
- ANEXO 3** Distribución de los taladros en la malla de perforación
- ANEXO 4** Consumo de sustancia explosiva
- ANEXO 5** Costos en el consumo de sustancia explosiva
- ANEXO 6** Ensayos de muestras
- ANEXO 7** Mapa de Riesgos del proyecto
- ANEXO 8** Resumen de los resultados de cantidad de sustancia explosiva
- ANEXO 9** Malla de perforación propuesta y diagrama de voladura

LISTADO DE TABLAS

TABLA	2.1	Coordenadas del área minera Bethzabeth
TABLA	2.2	Coordenadas del área del proyecto
TABLA	2.3	Actividad económica en las parroquias
TABLA	2.4	Clasificación de las rocas según RQD
TABLA	3.1	Distribución de los barrenos en la malla de perforación
TABLA	3.2	Cantidad de rioneles necesarios en la voladura
TABLA	3.3	Tiempos en la perforación
TABLA	3.4	Tiempo total en los procesos de perforación y voladura
TABLA	3.5	Calculo del costo de mano de obra de un perforista
TABLA	3.6	Resumen de costos de mano de obra
TABLA	3.7	Costos de equipos
TABLA	3.8	Costos del equipo alquilado
TABLA	3.9	Costos de los elementos del equipo de EPP
TABLA	3.10	Costo total de sustancia explosiva en una voladura
TABLA	3.11	Costo de producción por una pega de 3.0 m
TABLA	3.12	Resultados del ensayo de peso específico
TABLA	3.13	Resultados del ensayo de índice de carga puntual
TABLA	3.14	Resultados del ensayo de compresión simple
TABLA	3.15	Factor de seguridad
TABLA	3.16	Criterios para la elección de la sustancia explosiva
TABLA	3.17	carga de los barrenos de piso
TABLA	3.18	Carga de los barrenos de los hastiales
TABLA	3.19	Fases en la realización de un mapa de riesgos
TABLA	3.20	Clasificación de explosivos para su almacenaje
TABLA	3.21	Características técnicas del Jumbo TamrockPantofore
TABLA	3.22	Características técnicas del Jumbo Atlas CopcoBoomer 282
TABLA	3.23	Dimensiones de la pala cargadora KOMATSU WA-250
TABLA	3.24	Características técnicas de la pala cargadora KOMATSU WA-250
TABLA	3.25	Características técnicas del TelehundlerLift King 630
TABLA	3.26	Características técnicas del LHD WAGHER ST6-C
TABLA	3.27	Características técnicas de la volqueta HINO 700-2841
TABLA	3.28	Características técnicas de las bombas
TABLA	3.29	Características técnicas del ventilador principal
TABLA	3.30	Características técnicas del extractor principal
TABLA	3.31	Características técnicas del cargador Anol CC
TABLA	3.32	Características técnicas del compresor INGERSOLL RAND 900-WCO
TABLA	3.33	Datos de los testigos de perforación
TABLA	3.34	Valores y promedio de RQD (Método 1)
TABLA	3.35	Valores y promedio de RQD (Método 2)

TABLA	3.36	Descripción de los parámetros de una galería abovedada
TABLA	3.37	Dimensiones máximas de la maquinaria
TABLA	3.38	Dimensiones de los parámetros de la galería
TABLA	3.39	Recopilación de datos
TABLA	3.40	Valores de espaciamiento y piedra en función al diámetro de perforación
TABLA	3.41	Cantidad de carga para los barrenos de piso
TABLA	3.42	Cantidad de carga para los barrenos de los hastiales
TABLA	3.43	Valores de carga de fondo en función al diámetro y longitud de perforación
TABLA	3.44	Cantidad de carga para los barrenos de los hastiales
TABLA	3.45	Cantidad de carga para los barrenos de destroza
TABLA	3.46	Dimensiones del diseño del cuele y contracuele
TABLA	3.47	Cantidad de carga para los barrenos del contracuele - segundo cuadro
TABLA	3.48	Cantidad de carga para los barrenos de subayuda - cuarto cuadro
TABLA	3.49	Datos de campo utilizados en los cálculos
TABLA	3.50	Resumen de la magnitud de burden, factor de seguridad y número de barrenos
TABLA	3.51	Magnitudes de las características de los explosivos
TABLA	3.52	Dimensión del burden con diferentes explosivos
TABLA	3.53	Tiempos de perforación con la malla propuesta
TABLA	3.54	Costo total de explosivos con la malla propuesta
TABLA	3.55	Detalle de la cantidad de material para el retacado
TABLA	3.56	Comparación entre la malla actual y la propuesta
TABLA	3.57	Características de la dinamita
TABLA	3.58	Características del ANFO
TABLA	3.59	Características de los rioneles
TABLA	3.60	Tiempo de retardo de los rioneles
TABLA	3.61	Características de los fulminantes
TABLA	3.62	Características del cordón detonante
TABLA	3.63	Características de la mecha lenta
TABLA	3.64	Elección del explosivo

LISTADO DE FOTOGRAFÍAS

FOTOGRAFÍA	2.1	Ingreso a la concesión
FOTOGRAFÍA	2.2	Río Bono
FOTOGRAFÍA	2.3	Vegetación al ingreso de la concesión
FOTOGRAFÍA	2.4	Agricultura en el sector
FOTOGRAFÍA	2.5	Actividad minera artesanal en el sector
FOTOGRAFÍA	3.1	Bocamina
FOTOGRAFÍA	3.2	Cerchas metálicas
FOTOGRAFÍA	3.3	Perforación de la rampa
FOTOGRAFÍA	3.4	Dimensiones y especificaciones de una broca
FOTOGRAFÍA	3.5	Broca de 45 mm
FOTOGRAFÍA	3.6	Broca de 64 mm
FOTOGRAFÍA	3.7	Insumos para el carguío de barrenos
FOTOGRAFÍA	3.8	Señalización en la bocamina
FOTOGRAFÍA	3.9	Polvorín en el interior mina
FOTOGRAFÍA	3.10	Señalización de advertencia
FOTOGRAFÍA	3.11	Análisis macroscópico
FOTOGRAFÍA	3.12	Análisis microscópico
FOTOGRAFÍA	3.13	Balanza Marcy
FOTOGRAFÍA	3.14	Muestras sumergidas en agua previo a la determinación del peso específico aparente
FOTOGRAFÍA	3.15	Proceso para la determinación del índice de carga puntual
FOTOGRAFÍA	3.16	Cubo de la muestra de roca
FOTOGRAFÍA	3.17	Proceso para la determinación del ensayo a la compresión simple
FOTOGRAFÍA	3.18	Destrucción de la muestra de roca
FOTOGRAFÍA	3.19	Jumbo TamrockPontafore
FOTOGRAFÍA	3.20	Jumbo Atlas CopcoBoomer 282
FOTOGRAFÍA	3.21	Pala cargadora KOMATSU WA-250
FOTOGRAFÍA	3.22	TelehunderLift King – 630
FOTOGRAFÍA	3.23	LHD Wagner ST6-C
FOTOGRAFÍA	3.24	Volqueta HINI 700-2841
FOTOGRAFÍA	3.25	Bombas Grindex
FOTOGRAFÍA	3.26	Extractor principal
FOTOGRAFÍA	3.27	Cargador Anol CC
FOTOGRAFÍA	3.28	Compresor IR 900- WCU
FOTOGRAFÍA	3.29	Galpón con los testigos de exploración
FOTOGRAFÍA	3.30	Testigos de perforación
FOTOGRAFÍA	3.31	Medición de testigos
FOTOGRAFÍA	3.32	Medición del metro cuadrado de muestreo
FOTOGRAFÍA	3.33	Medición de fracturas en el metro cuadrado

FOTOGRAFÍA	3.34	Instalaciones de agua y aire comprimido
FOTOGRAFÍA	3.35	Instalaciones de Energía dentro de la mina
FOTOGRAFÍA	3.36	Dimensiones máximas de la volqueta HINO
FOTOGRAFÍA	3.37	Dimensiones máximas de la pala cargadora frontal KOMATSU
FOTOGRAFÍA	3.38	Talud de arcilla

LISTADO DE FIGURAS

FIGURA 2.1	Mapa de ubicación de las parroquias del Cantón Atahualpa
FIGURA 2.2	Ruta vial terrestre al área Minera Bethzabeth
FIGURA 2.3	Equipo para ensayos a la tracción
FIGURA 2.4	Sensibilidad entre cartuchos
FIGURA 2.5	Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación
FIGURA 2.6	Esquema de un sistema de transmisión
FIGURA 2.7	Costes relativos de perforación y voladura en rocas duras para distintas alternativas de carga
FIGURA 2.8	Selección de explosivos en función a las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brady y Brown,1985)
FIGURA 3.1	Esquema general para llegar a las vetas con la rampa
FIGURA 3.2	Trazos de arranque para túneles (Quemado)
FIGURA 3.3	Esquema de la malla de perforación
FIGURA 3.4	Esquema del diagrama de voladura
FIGURA 3.5	Área de influencia de un taladro después de la voladura
FIGURA 3.6	Representación gráfica del área de influencia de un taladro
FIGURA 3.7	Diagrama de cuerpo libre "D.C.L" del corte A-A'
FIGURA 3.8	Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento
FIGURA 3.9	Taladro cargado
FIGURA 3.10	Taladro cargado para voladura controlada
FIGURA 3.11	Representación gráfica de un taladro con carga de fondo y columna
FIGURA 3.12	Diagrama de cuerpo libre para determinar el taco
FIGURA 3.13	Zonas de una voladura
FIGURA 3.14	Desviación de taladros según herramientas de perforación
FIGURA 3.15	Curva de desviación con barrenos integrales o cónicos de perforación
FIGURA 3.16	Curva de desviación con estabilizadores de perforación
FIGURA 3.17	Curva de desviación de perforación
FIGURA 3.18	Casco minero
FIGURA 3.19	Lentes de seguridad
FIGURA 3.20	Protector de orejas
FIGURA 3.21	Guantes
FIGURA 3.22	Mascarilla
FIGURA 3.23	Lámpara unipersonal
FIGURA 3.24	Botas punta de acero

- FIGURA 3.25** Procedimientos correctos en la preparación de explosivos
- FIGURA 3.26** Manipulación incorrecta de los explosivos
- FIGURA 3.27** Manipulación correcta de los explosivos
- FIGURA 3.28** Anol CC capacidad de carga kg/m
- FIGURA 3.29** Sistema de alimentación del cargador Anol
- FIGURA 3.30** Parámetros para una galería abovedada
- FIGURA 3.31** Representación de la maquinaria dentro de la sección de la rampa
- FIGURA 3.32** Dimensiones de la nueva sección de la rampa
- FIGURA 3.33** Esquema del cuele
- FIGURA 3.34** Dimensiones de los burden en la malla de perforación
- FIGURA 3.35** Diagrama de perforación
- FIGURA 3.36** Diagrama de voladura

UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FACULTAD DE INGENIERIA EN GEOLOGÍA, MINAS, PETRÓLEOS Y
AMBIENTAL

Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la
rampa en la mina Bethzabeth

Autor: Yadira Vanessa Sánchez Villarreal

Tutor: Ing. Adán Guzmán

6, junio, 2012

RESUMEN DOCUMENTAL

Tesis sobre la optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. **Objetivo General:** Optimizar los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la Mina Bethzabeth. **Hipótesis:** Mediante el diseño de una nueva malla de perforación junto con el cálculo de la cantidad adecuada de sustancia explosiva permitirá la optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. **Problema:** La no optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth, no permitirá mejorar costos y tiempos en los procesos ya nombrados. **Marco Referencial:** El proyecto se ubica en la provincia de El Oro, cantón Atahualpa, parroquias Paccha, Ayapamba y Milagro. **Marco Metodológico:** Análisis de los sondeos de exploración, ensayos de resistencia a la compresión y peso específico, cálculo de la cantidad de sustancia explosiva, diseño de la malla de perforación, análisis e interpretación de resultados, consideraciones en seguridad minera. **Marco Teórico:** Geología regional, estructural y local; propiedades físico mecánicas del macizo rocoso; clasificación geomecánica, RQD; sustancia explosiva, tipos de explosivos industriales, características ambientales de los explosivos, características de desempeño de los explosivos, sistema de

iniciación y cebado, criterios de selección del explosivo; perforación y voladura aplicados actualmente en el avance de la rampa, perforación, herramientas de perforación, número de barrenos, diagrama de perforación, consumo de sustancia explosiva, diagrama de voladura, tiempo en operaciones, costos, seguridad en los procesos; descripción del macizo rocoso que atraviesa la rampa, características de la roca encajante, análisis de laboratorio; diseño y selección de la malla de perforación optimizada; resumen de los criterios para la elección de la sustancia explosiva; seguridad minera, importancia de la prevención de riesgos laborales, definición de seguridad minera, equipos de protección personal (EPP), mapa de riegos, los riesgos en minería, seguridad con los explosivos, procedimiento a ejecutarse en la perforación, procedimiento a ejecutarse en el cargado, procedimiento antes y después de la voladura; maquinaria minera, jumbo Tamrock Pantofore, jumbo Atlas Copco Boomer 282, pala cargadora KOMATSU WA-250, telehandler Lift King-630, volquetas Hino 700-2841, bombas, ventiladores, cargador Anol CC, compresor; recolección de datos para determinación de RQD, método N° 1: testigos de perforación, método N° 2: número de fracturas por metro cuadrado de muestreo; diseño de la nueva sección de la rampa, dimensiones de la sección, instalaciones de agua, aire comprimido y energía, dimensiones de la maquinaria, cálculo de las secciones de la galería; cálculo de la sustancia explosiva, cálculo del coeficiente que toma en cuenta la sección de la rampa a volarse, cálculo de la cantidad de carga para volar 1 m³ de roca, cálculo de la superficie de la sección del barreno, cálculo de la sustancia explosiva para 1 m³ de roca, cálculo de sustancia explosiva para 1 m de barreno, cálculo de carga de los barrenos de piso, cálculo de carga de los barrenos de los hastiales, cálculo de carga de los barrenos de techo, cantidad de carga de los barrenos de destroza, cantidad de carga de los barrenos del contracuele; cálculo de la malla de perforación propuesta, aplicación del diseño de mallas de perforación y voladura subterránea, aplicación en el avance de la rampa, aplicaciones del modelo matemático; comparación del burden con el uso de

diferentes explosivos; esquema comparativo de la malla de perforación utilizada con la propuesta optimizada; esquema comparativo de las propiedades y costos de los explosivos. **Conclusión General:** Las características de los explosivos junto con las características físico – mecánicas del macizo rocoso son importantes para el diseño de la malla de perforación, reduciendo el número de taladros se logró disminuir el tiempo de operaciones, consiguiendo con ello la optimización en los procesos. **Recomendación General:** Realizar ensayos de compresión simple periódicos para ir rediseñando la malla de perforación, obtener dimensiones óptimas del burden y disminuir el tiempo de operación.

DESCRIPTORES:

<MINERÍA - GEOTÉCNIA><ATAHUALPA – GEOLOGÍA REGIONAL>< ELIPE. S.A – GEOLOGÍA LOCAL>< CLASIFICACIONES GEOMECAÑICAS - RQD><ENSAYOS DE LABORATORIO><DESCRIPCIÓN DE LOS PROCESOS ACTUALES - COSTOS><DISEÑO DE LA SECCION DE LA RAMPA – GALERÍA ABOVEDADA><NUEVO MÉTODO NUMÉRICO PARA CÁLCULO DE BURDEN – MALLA DE PERFORACIÓN><PERFORACIÓN Y VOLADURA – CALCULO DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA><PERFORACIÓN Y VOLADURA – ELECCIÓN DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA><PERFORACIÓN Y VOLADURA – COMPARACION DE MALLAS DE PERFORACIÓN><PERFORACIÓN Y VOLADURA – SEGURIDAD MINERA><PERFORACIÓN Y VOLADURA – SEGURIDAD EN EL MANEJO DE EXPLOSIVOS>

CATEGORÍAS TEMÁTICAS:

<CP. – INGENIERÍA EN MINAS><CP – CLASIFICACIÓN GEOMECAÑICA><CS – PERFORACIÓN Y VOLADURA SUBTERRÁNEA>

EXECUTIVE SUMMARY:

Theses about the optimization process of drilling and blasting in advance of the ramp at the mine Bethzabeth. **General Objective:** To optimize the processes of drilling and blasting in advance of the ramp at the Mina Bethzabeth. **Hypothesis:** By designing a new mesh drilling along with calculating the proper amount of explosive material will allow the optimization in the process of drilling and blasting in advance of the ramp at the mine Bethzabeth. **Problem:** no optimization in the process of drilling and blasting in advance of the ramp at the mine Bethzabeth, it will improve cost and time in the processes already mentioned. **Reference Framework:** The project is located in the province of El Oro, Canton Atahualpa. **Methodological Framework:** Analysis of exploratory drilling, testing of compressive strength and specific gravity, calculate the amount of explosive substance, mesh design of the drilling, analysis and interpretation of results, mine safety considerations. **Theoretical Framework:** Regional geology, structural and local physical properties of rock mass mechanics, geomechanics classification, RQD, explosive substance, types of industrial explosives, explosive environmental characteristics, performance characteristics of explosives, initiation and priming system, criteria Selection of the explosive and blasting Drilling currently applied in advance of the ramp, drilling, rock drilling, number of holes, drill chart, use of explosive, blasting diagram, time on operations, costs, process safety ; description of the rock mass that crosses the ramp, host rock characteristics, laboratory analysis, design and selection of optimized drilling grid, Summary of the criteria for the choice of the explosive substance; Mining Safety Importance of prevention occupational risks, definition of mining safety, personal protective equipment (PPE), map of risks, risks in mining, explosives safety, procedure performed in the drilling process to run in the loaded procedure before and after blasting, mining machinery, jumbo Pantofore Tamrock, Atlas Copco Boomer 282 jumbo, shovel loader KOMATSU WA-250, Lift King telehandler-

630, 700-2841 Hino dump trucks, pumps, fans, Anol DC charger, compressor, collection of data for determining the RQD, Method No. 1: Witnesses drilling, method No 2: Number of fractures in 1 square meter sampling design of the new section of the ramp section dimensions, water facilities, water facilities, compressed air systems facilities, electricity, machinery size, calculation of the sections of the gallery, Calculation of the explosive substance, calculate the coefficient taking into account section of the ramp to blow, calculation of the amount of cargo to fly 1 m³ rock, calculation of the surface of the borehole section, calculation of the explosive substance to 1 m³ of rock, calculation of explosive substance for 1 m borehole, calculating laden bores of flat, load calculation of the bores gable ends, the load calculation ceiling holes, amount of charge of the holes of wrecks, many of the holes of the load against strain; Calculation of proposed drilling mesh, mesh design application drilling and blasting underground application in the advancement of the ramp, applications of the mathematical model, the burden compared with the use of different explosive comparative diagram of the mesh used for drilling the optimized proposal; Schematic comparison of the properties and cost of explosives. **General Conclusion:** The characteristics of explosives together with the physical - mechanical characteristics of the rock mass are important for the design of the drilling grid, reducing the number of holes there was a reduction in operating time, getting to this optimization in processes. **General Recommendation:** Conduct periodic tests of simple compression to go redesigning the mesh drilling obtain optimal dimensions of burden and reduce the operation time.

DESCRIPTORS:

<MINING - GEOTECHNICAL> <ATAHUALPA - REGIONAL GEOLOGY >
 <ELIPE. SA - LOCAL GEOLOGY> <GEOMECHANICAL CLASSIFICATIONS
 - RQD> <DESCRIPTION LABORATORY> <TESTS OF CURRENT-
 PROCESS OF SECTION COSTS> <DISEÑO RAMP – DOME GALLERY>

<NEW CALCULATION METHOD FOR NUMERICAL MESH BURDEN-
 PERFORACIÓN> <PERFORACIÓN AND BLASTING-CALCULATION OF
 THE SUBSTANCE AND BLASTING EXPLOSIVA> <PERFORACIÓN-
 ELECTION OF SUBSTANCE AND EXPLOSIVE BLASTING> <DRILLING -
 COMPARISON OF MESH AND BLASTING DRILLING> < DRILLING AND
 BLASTING – MINE SAFETY> <DRILLING AND BLASTING - SAFE
 HANDLING EXPLOSIVES>

THEMATIC

CATEGORIES:

<CP. - MINING ENGINEERING> <CP.- GEOMECHANICS
 CLASSIFICATION> <CP-DRILLING AND BLASTING <CS-
 UNDERGROUND>

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. ENUNCIADO DEL TEMA

Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el avance de la rampa en la Mina Bethzabeth.

1.2. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Dentro de la actividad minera, la industria y la tecnología se han desarrollado, y el sector busca mejores productos, por lo que se ha generado una tendencia universal de cuidado al medio ambiente con el cumplimiento de leyes y de esta forma aprovechan los recursos minerales de manera racional y técnica.

La explotación subterránea ejecutada técnicamente no impacta negativamente al medio ambiente. En la actualidad la pequeña minería en el país está empezando a trabajar de forma técnica y más responsable en algunos casos, pero muchas veces lo hacen con procedimientos incorrectos por la falta de tecnología y optimización en los procesos.

La reducción de costos y tiempos de operación en la perforación y voladura de la Mina Bethzabeth, ubicada en la Cantón Atahualpa, se realizará con un estudio del macizo rocoso que junto con ensayos de laboratorio de muestras obtenidas en el campo serán el punto de partida para el nuevo diseño de

la malla de perforación y la determinación de la cantidad adecuada de sustancia explosiva a utilizarse en la voladura del frente de avance de la rampa.

Para determinar la calidad del macizo rocoso, será necesario analizar el número de fracturas por cada metro cuadrado, los datos registrados serán complementados con información bibliográfica revisada y con la aplicación de fórmulas se obtendrán resultados reales que posteriormente se aplicarán en los procesos investigados.

1.3. JUSTIFICACIÓN

La minería es una actividad que requiere de gran inversión inicial por ello la optimización de los procesos mineros brindará un aprovechamiento total del recurso mineral sin pérdidas en las operaciones mineras y con costos mínimos.

El comportamiento del macizo rocoso en una mina no es constante, este cambia debido a como aumenta la profundidad, pudiendo variar sus propiedades geomecánicas como sus características geológicas – estructurales.

La presente investigación brindará una optimización en el avance del frente de la rampa con la innovación en la malla de perforación y voladura; el diseño actual es empírico, el objetivo planteado se logrará con cálculos a partir de un modelo matemático cuyo resultado será una malla de perforación técnica, ajustada a las características físico – mecánicas del macizo rocoso, consiguiendo óptimos tiempos de perforación, número adecuado de barrenos y cantidad exacta de sustancia explosiva para tener un avance en la rampa en el tiempo programado; con esto se minimizarán costos de operación y el tiempo de avance de la rampa.

1.4. OBJETIVOS

1.4.1. Objetivo General

- Optimizar los Procesos de Perforación y Voladura en el avance de la rampa en la Mina Bethzabeth de la Empresa Minera ELIPE S.A.

1.4.2. Objetivos Específicos

- Describir geológicamente el macizo rocoso.
- Tomar datos estructurales en el área de estudio.
- Establecer el número de discontinuidades existentes por metro cubico del macizo.
- Determinar el RQD del macizo rocoso.
- Diseñar la alternativa de la sección de la rampa.
- Reconocer los distintos tipos de explosivos.
- Calcular la cantidad adecuada de sustancia explosiva.
- Diseñar una nueva malla de perforación.
- Comparar la malla actualmente utilizada con la malla propuesta para su optimización.
- Elegir la mejor alternativa, en base al análisis de los resultados obtenidos.
- Presentar la alternativa óptima a los directivos de la Empresa Minera ELIPE. S.A.

1.5. ACCESIBILIDAD Y FACTIBILIDAD

1.5.1. Factibilidad

La presente investigación es totalmente factible ya que se cuenta con el talento humano, y con los recursos económicos necesarios que serán cubiertos por la empresa auspiciante ELIPE S.A.

En cuanto a la información y revisión bibliográfica que se necesita para efectuar el estudio, la empresa dispone de toda la información necesaria, lo que facilita la elaboración de este trabajo.

El tiempo para la investigación es de 8 meses; plazo en el cual se presentarán los resultados del estudio.

1.5.2. Accesibilidad

Es accesible la ejecución de la investigación puesto que la empresa tiene a disposición los datos necesarios para el estudio, además facilitará la información disponible y el apoyo técnico estará presto.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. MARCO INSTITUCIONAL

ELIPE S.A., es una empresa nacional que por más de 8 años se dedica a desarrollar trabajos mineros de exploración y explotación, cumpliendo con la normativa minero - ambiental del Estado Ecuatoriano.

La política empresarial de ELIPE S.A. está encaminada a cumplir todos los procesos técnicos y ambientales que estipula la Ley de Minería, La Ley de Gestión Ambiental y el Reglamento Ambiental para actividades mineras.

Dentro de la política social aplicada por la empresa se consideran más importantes las líneas de acción encaminadas a ayudar a que los pobladores de las comunidades de la Parroquia Ayapamba del Cantón Atahualpa de la Provincia de El Oro con niveles más altos de buen vivir , en un ambiente sano, progresista y de mutua confianza con la actividad minera.

La empresa se preocupa por continuar siendo un instrumento de integración social de las moradoras y moradores del cantón Atahualpa destacando su derecho a incluirse, como comunidad ecuatoriana, en el proyecto estatal llamado Buen Vivir.

2.2. MARCO LEGAL

- Constitución de la República del Ecuador.
- Ley de Minería (Suplemento del Registro Oficial Nº 517 Año III).

- Reglamento de la Ley de Minería.
- Ley de Gestión Ambiental y Reglamento (RAAM).
- Reglamento de la Ley de Fabricación de armas y explosivos.

2.3. MARCO ÉTICO

El Marco Ético que planteamos se ha elaborado con base en una estructura sencilla y flexible para permitir un proceso práctico y de corto plazo.

La Misión de Elipe S.A. es realizar una explotación sustentable y sostenible del recurso metálico sin comprometer su disponibilidad para futuras generaciones, tomando en cuenta aspectos económicos, sociales y ambientales, en su área de concesión.

Su Visión es constituirse en una de las mejores empresas mineras a nivel nacional innovando su tecnología siempre pensando en una sociedad civil justa, sustentable y pacífica

2.4. MARCO REFERENCIAL

2.4.1. ANTECEDENTES

La pequeña minería es un referente sectorial del país, aunque no dispone de capacidad económica para acceder a una tecnología apropiada que le permita un racional aprovechamiento del recurso minero disponible.

En 1880 se constituyó la Great Zaruma Gold Mining Co. Ltda, luego de su fracaso se transformó en la Zaruma Gold Mining Company Limited, empresas que no pudieron cubrir la inversión requerida para explotar el yacimiento de Portovelo – Zaruma, por lo que debieron vender sus activos.

En 1896 la South American Development Company, SADC O y en 1902 inicia la explotación a esta mina la que se realiza durante los primeros 50 años del siglo XX hasta 1951, recuperando aproximadamente 3,6 millones de onzas de oro, 12 millones de onzas de plata extraídas de un total de ocho millones de toneladas de mineral explotado.

Entre los años 1951 a 1988 existió actividad minera en el Ecuador, la que se desarrollaba en el Distrito Minero Zaruma – Portovelo.

Desde la década de los años 1970, se emprende una agresiva minería informal y pequeña caracterizada por una baja tecnología y poca productividad de las minas de Zaruma y Portovelo. Con el tiempo se realizaron varios esfuerzos para formalizar a los grupos de pequeños mineros.

En 1984, las labores mineras de CIMA fueron invadidas por mineros informales dando origen a la minería artesanal y de pequeña escala. El Distrito Minero Zaruma- Portovelo, desde siempre ha sido el mayor espacio para el desarrollo de la minería informal y artesanal; muchos invasores llegaron hasta los sectores de Malvas, Minas Nuevas y Ayapamba para trabajar allí debido a que la actividad minera genera rentabilidad económica y puestos de trabajo.

En el caso de la Empresa Minera ELIPE.S.A. ésta empieza su actividad geológico - minera en el área minera Bethzabeth concesionada a su favor hace cuatro años, proyectando su explotación hasta el Nivel X, en la información disponible respecto de labores antiguas realizadas por la empresa americana SADCO.

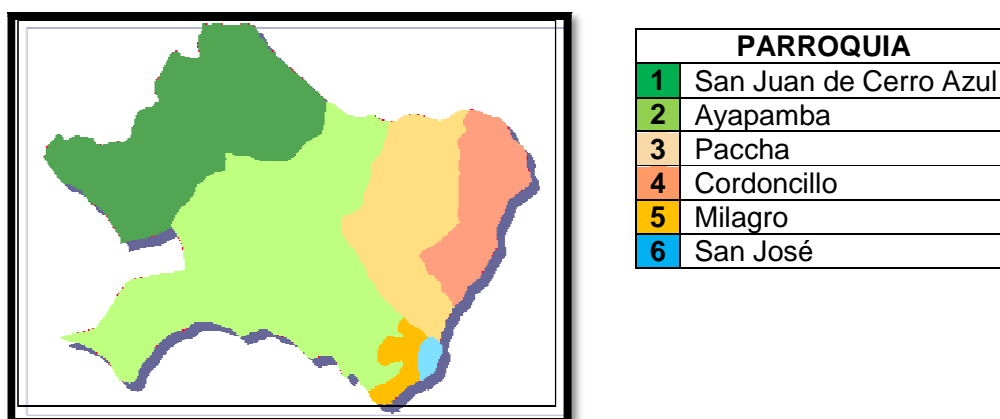
2.4.2. UBICACIÓN GEOGRÁFICA

2.4.2.1. Ubicación del Área

El área de estudio se encuentra ubicada en las estribaciones occidentales de la Cordillera Occidental de los Andes al suroeste del Ecuador; presenta una topografía muy irregular conformada por lomas redondeadas, cuya cota más alta está a 1800 msnm en el sector de la Loma Quivisara, y la cota más baja en las riberas del río Bono a 1040 msnm, que atraviesa la mayor parte del área concesionada. (*Anexo 1: Mapa de Ubicación Geográfica del Proyecto*).

Administrativamente el área de estudio se ubica en la provincia de El Oro, cantón Atahualpa, parroquias Paccha, Ayapamba y Milagro.

FIGURA 2.1: Mapa de ubicación de las parroquias del cantón Atahualpa



FUENTE: Mapa concedido por el Municipio de Atahualpa, parte del Plan Estratégico 2004-2016

El área minera Bethzabeth tiene una superficie de 1280 hectáreas mineras, ubicadas en las siguientes coordenadas UTM (Datum PSAD56) tomadas de la Hoja topográfica Paccha, escala 1: 50.000, zona geográfica 17:

TABLA 2.1: Coordenadas del área minera Bethzabeth

DATUM PSAD 56 ZONA 17		
Punto	X	Y
PP	649.000	9.603.000
1	649.000	9.600.000
2	646.000	9.600.000
3	646.000	9.604.000
4	649.000	9.604.000
5	649.000	9.604.600
6	649.500	9.604.600
7	649.500	9.603.000

En la actualidad la compañía desarrolla sus actividades de explotación minera dentro del siguiente polígono el cual cubre una superficie de 10.5 hectáreas mineras:

TABLA 2.2: Coordenadas del área del proyecto

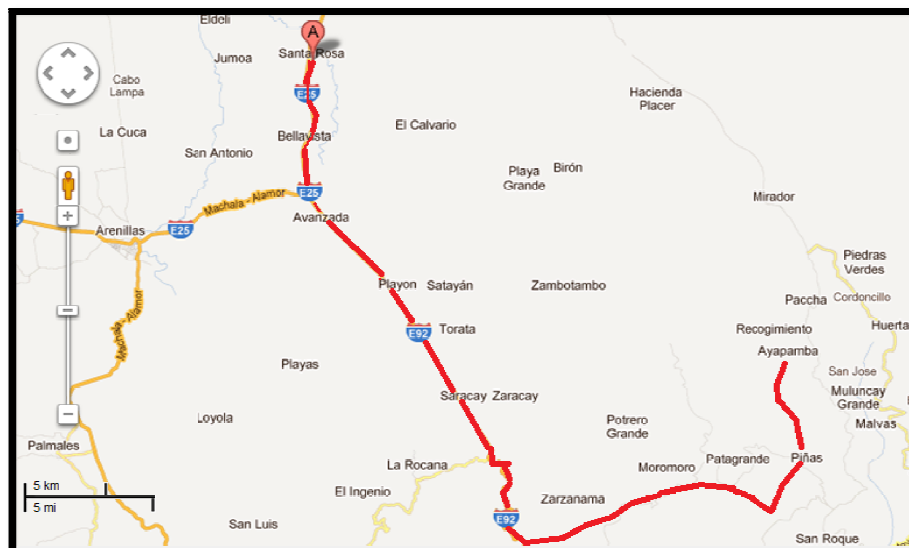
PP	X	Y
1	646.800,00	9.600.300,00
2	646.800,00	9.600.600,00
3	647.150,00	9.600.600,00
4	647.150,00	9.600.300,00

2.4.2.2. Accesibilidad y Comunicación

Al área minera Bethzabeth, se puede acceder de las siguientes maneras:

- a)** Desde la ciudad de Quito, por la carretera Santo Domingo-Quevedo-Babahoyo-Milagro-El Triunfo-Puerto Inca-Machala-Santa Rosa-Piñas, con un tiempo aproximado de 14 horas. Desde la ciudad de Piñas se toma la vía Portete-Ayapamba, hasta la comunidad de Apartadero, para desde allí continuar hacia las comunidades de Tarapal y Naranjos, hasta la Y de Tarapal, en donde por el costado derecho se accede a la mina Bethzabeth y por el lado izquierdo a las comunidades mencionadas. El tiempo de viaje desde Piñas dura alrededor de 40 minutos.
- b)** También se puede acceder desde la ciudad de Guayaquil siguiendo la vía Durán-El Triunfo, vía de primer orden, en un tiempo aproximado de 45 minutos, para desde allí seguir la ruta ya descrita Puerto Inca-Machala-Santa Rosa-Piñas, con una distancia aproximada de 220 km.
- c)** Otro acceso es la carretera Panamericana Sur, desde Quito hasta Loja, para desde allí tomar la vía Loja-Catamayo (La Toma)-Las Chinchas-Portovelo, con un tiempo aproximado de 17 horas. Desde Portovelo se toma la vía a Portete y se realiza el recorrido descrito en la ruta anterior.

FIGURA 2.2: Ruta vial terrestre al área minera Bethzabeth



FUENTE: Google Earth Maps

- d)** Por vía aérea se puede acceder desde Quito a la ciudad de Santa Rosa, en donde se toma la vía Santa Rosa-Piñas, conforme la ruta ya mencionada.
- e)** Finalmente se puede acceder, por vía aérea, desde Quito a la ciudad de Catamayo (La Toma) para desde allí seguir la ruta terrestre Catamayo-Las Chinchas-Portovelo, ya indicada anteriormente.

FOTOGRAFÍA 2.1: Ingreso a la concesión



2.4.3. HIDROGRAFÍA

El agua en la zona de influencia es de carácter lineal (ríos y arroyos), en la que comprenden los siguientes afluentes:

- **Subcuenca del Río Bono.** Es el eje principal que corta diagonalmente el proyecto, está localizada en el sector norte, es de tipo dendrítico subparalelo, tiene una longitud 5 Km con una dirección de drenaje noroeste-sureste, desemboca en el río Salado, cubriendo un área aproximada de 4.3 Km². El río Bono (*Fotografía 2.2*) presenta bordes bastante accidentados con pendientes superiores a 30°, lo que dificulta la formación de valles amplios, pero si angostos cañones con escasísimos drenajes aprovechables para agricultura.

FOTOGRAFÍA 2.2: Río Bono



FUENTE: Estudio de Impacto Ambiental Expost y Plan de Manejo Ambiental Área Minera Bethzabeth 2011

- **Microcuenca de El Remace.** Está localizada en el sector suroeste del proyecto, su drenaje es de tipo dendrítico subparalelo, con una longitud de 4 Km con una dirección de drenaje oeste-este, sus aguas desembocan en el río Bono, cubre un área aproximada de 3.5 Km².

- **Microcuenca La Sillada.** Se encuentra en el sector centro oeste del estudio, su drenaje es de tipo dendrítico subparalelo, tiene una longitud de 3.5 Km con una dirección de drenaje oeste-este, sus aguas desembocan en el Río Bono, cubre un área aproximada 3 Km².
- **Microcuenca S-N (sector Escuela David Guzmán).** Está localizada en el sector noreste del proyecto, su drenaje es de tipo dendrítico-subparalelo, tiene una longitud de 3 Km con una dirección de drenaje norte sur, sus aguas desembocan en el Río Bono, cubre un área aproximada de 3 Km².

2.4.4. CLIMA

Las características climáticas donde se encuentra la zona de estudio presenta un clima ecuatorial mesotérmico semi húmedo, está caracterizado por temperaturas medias con valores máximos y mínimos que tienen relación con la circulación atmosférica, las precipitaciones, la nubosidad y los vientos, la temperatura oscila entre 10 y 20° C.

Presenta una humedad relativa entre 65 y 85%, y una pluviometría anual que varía entre 500 y 2000 mm lo que determina una estación lluviosa marcada. *(Estudio de Impacto Ambiental Expost y Plan de Manejo Ambiental Área Minera Bethzabeth 2011)*

2.4.5. VEGETACIÓN

Desde las lomas aledañas a la zona de estudio se observa un paisaje abierto y vistoso; la vegetación presenta tonalidades verduscas opacas características en época de verano, intercalado con zonas erosionadas grisáceas sin vegetación *(Fotografía 2.3)*. En época de mayor precipitación, la presencia de floración y fructificación, brinda al espectador un paisaje

verdoso, con tonalidades rojizas, y amarillentas; compuesto por ejemplares arbóreos como faique, penco, ceibos, cardos, etc.

FOTOGRAFÍA 2.3: Vegetación al ingreso de la concesión



2.4.6. ASPECTOS SOCIO-ECONÓMICOS

La agricultura con el 49,25% es la primera actividad y principal fuente de ingresos del sector, seguido de la ganadería con el 38,25%. La pequeña minería y minería artesanal alcanza el 10,25%, y otras actividades que engloba a la microempresa como empleados administrativos (privados y públicos) llegan al 2,25% (*Tabla 2.3*).

TABLA 2.3: Actividad económica por parroquias

ACTIVIDAD ECONÓMICA POR PARROQUIAS							
PARROQUIA	AGRICULTURA	GANADERÍA	MINERÍA	TURISMO	PESCA	OTROS	%
PACCHA	22%	72%	6%	0%	0%	0%	100%
AYAPAMBA	30%	51%	15%	0%	0%	4%	100%
MILAGRO	65%	10%	20%	0%	0%	5%	100%
CORDONCILLO	80%	20%	0%	0%	0%	0%	100%
	48.25%	38.25%	10.25%	0%	0%	2.25%	100%

FUENTE: Encuestas y entrevistas ELIPE 2011

La agricultura junto con la ganadería son las actividades más importantes en el sector; el suelo en su mayoría está ocupado con cultivos de caña, plátanos

y pequeñas fincas ganaderas. La Parroquia Ayapamba es una de las principales proveedoras de productos agrícolas, principalmente caña de azúcar (*Fotografía 2.4*), cuyo destino final son los mercados nacionales de Guayaquil y Quito, en ganadería se destaca por su excelente producción de carne y lácteos, y en cantidad mínima a la minería.

FOTOGRAFÍA 2.4: Agricultura en la zona



FUENTE: Estudio de Impacto Ambiental Expost y Plan de Manejo Ambiental Área Minera
Bethzabeth 2011

La actividad minera ha crecido progresivamente, la población se dedica cada vez más a la explotación minera de pequeña escala, artesanal e ilegal del oro (*Fotografía 2.5*). La situación de la minería artesanal es un caso problema en la comunidad, pues los mineros han formado algunas sociedades y asociaciones a nivel cantonal.

FOTOGRAFÍA 2.5: Actividad minera artesanal en el sector



2.5. GEOLOGÍA

2.5.1. GEOLOGÍA REGIONAL

Las rocas del sector norte del Distrito Zaruma-Portovelo son volcanitas, tipo tobas, con fragmentos de composición intermedia e intrusiones magmáticas de tipo dioritas y granodioritas. Algunos diques y brechas pipe con altos contenidos de turmalina y arsenopirita, también son comunes en la parte norte y noreste del área de estudio (*Anexo 2: Mapa Geológico*).

Este sector de la provincia de El Oro presenta un tectonismo compresivo de alto grado, con un sistema principal de fallas de dirección noroeste (Puente de Buza-Roma), rasgo estructural que ha jugado un papel importante en la formación de los cuerpos intrusivos, cuya mayoría aflora en la parte norte, con extensión y dirección también hacia el noroeste.

Las volcanitas están representadas por tobas dacíticas y tobas de fragmentos bien soldados, dentro de las que se destacan como dominantes aquellas que poseen fragmentos polimícticos de hasta 5 cm de diámetro, en los que se han alojado las principales vetas de la zona (Sucre, Bolívar y Tres Diablos).

Los bordes orientales de la concesión están cubiertos por potentes depósitos coluviales y flujos de escombros de composición andesítica con matriz arcillo-limosa y fragmentos de roca de tamaño variable y forma redondeada de hasta 3 m de diámetro.

2.5.2. GEOLOGÍA LOCAL

Las principales rocas constitutivas del sector son las tobas de fragmentos y tobas brechosas bien soldadas, todas de composición andesítica. Estas

tobas aparecen inalteradas y están cortadas por un set de vetas de cuarzo de dirección noreste (22° a 25°) las cuales difieren totalmente con el ya conocido tren estructural norte – sur de Portovelo - Zaruma - Muluncay-Huertas.

Aparentemente este set de vetas noreste está limitado por dos grandes estructuras - fallas de dirección noroeste (Az 342 a 285grados), siendo la convergencia más norte de las vetas, la denominada falla Puente Buza en el curso del río Bono.

Al norte y noroeste de este gran rasgo estructural del río Bono ocurren cuerpos intrusivos dioríticos – granodioríticos y brechas pipes con altos contenidos de arsénico (arsenopirita), por lo que se presume que esta zona sería la convergencia de fallas NW y NE que generaron “open spaces” por donde ingresaron los stocks de intrusivos. Solamente las brechas pipes contienen algunos valores económicos para oro y plata.

El sector de Paccha y a lo largo de la ruta hacia Ayapamba está constituido por andesitas afaníticas y tobas de cristales de coloración verdosa oscura con algunas zonas angostas de alteración argílica y silicificación relacionadas quizá a pequeños stocks o diques intrusivos que no han aflorado a superficie.

El sector suroriental del área está totalmente cubierto por coluviales y flujos de escombros de potencias que fluctúan entre dos metros hasta más de 20 m. Esta situación dificulta el diferenciar la geología local, aunque se presume la continuidad de las tobas andesíticas de cristales y otra unidad basal de lapillis entremezclada con un subvolcánico andesítico con ojos milimétricos de cuarzo aflorante desde la convergencia del río Bono con el Salado y hacia el sur.

2.5.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

En el mapa geológico elaborado y editado por la empresa IAMGOLD, referente a esta zona, que concuerda con el publicado en 1980 por la Dirección Nacional de Geología del Ministerio de Energía y Minas, se distingue claramente el lineamiento tectónico correspondiente a la falla Puente de Buza–Roma, estructura que corta diagonalmente a la concesión Bethzabeth, siguiendo aproximadamente el curso del río Bono y el curso bajo de la quebrada Remache en Ayapamba.

Algunas fallas definidas han sido mapeadas en el extremo sureste y todas mantienen la orientación preferencial NW-SE.

Solamente la orientación NE del río Salado diverge del sistema tectónico tradicional.

En el extremo más norte del área es claro un set de fallas de empuje (inversas) que están cortadas por intrusivos post oligo-miocénicos.

Las vetas de cuarzo con minerales económicos no serían contemporáneas al modelo tradicional de Portovelo y Zaruma, pues éstas serían producto del reactivamiento de las denominadas fallas Puente Buza y un eventual lineamiento paralelo a lo largo del eje del río Bono. Para que las vetas estén en la posición que hoy se encuentran, los movimientos compresivos y de empuje debieron ser de dirección noreste- suroeste con un leve componente este – oeste, esfuerzos que desembocaron fallas inversas del tipo sinistral.

Dentro del conjunto de vetas de Ayapamba y Apartadero se registra una muy bien definida falla inversa de dirección NW-SE (Azimut 320° a 340°) y un ángulo de buzamiento de 25° SW, que las desplaza ligeramente hacia el noreste. El desplazamiento de la veta Sucre es de 25 m hacia el noreste en el bloque superior cabalgado.

Esta falla se presenta de un color negro intenso, rellena de arcilla, con textura arcillosa y mineralógicamente compuesta de pirita diseminada.

Este desplazamiento estructural de vetas y su rumbo, confirman la dirección del trend tectónico regional de Puente de Buza-Río Bono.

2.6. PROPIEDADES FÍSICO-MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

Existe un amplio número de propiedades físico – mecánicas de las rocas que deben tomarse en cuenta con el diseño de la malla de perforación y el cálculo de sustancia explosiva, utilizada para su disparo, sin embargo el presente estudio conllevará solo al desarrollo de la rampa.

2.6.1. PESO ESPECÍFICO

El peso específico de las rocas que atravesará la rampa está dado por el peso de la parte dura respecto a su unidad de volumen. Su fórmula está expresada por:

$$\rho = \frac{G}{V_d}$$

Donde:

ρ : Peso específico de la roca (gf/cm³)

G : Peso de la parte dura de la muestra de roca (g)

V_d : Volumen de la parte dura de la muestra de roca (cm³)

2.6.2. DENSIDAD

La densidad está definida por la relación entre la masa que contiene la unidad de volumen. Se expresa matemáticamente así:

$$\delta = \frac{M}{V}$$

Donde:

δ : Densidad de la roca (g/cm³)

M: Masa de la roca (g)

V: Volumen de la muestra de roca (cm³)

El peso específico y la densidad de la roca están ligados entre sí por la siguiente relación:

$$\rho = \delta \cdot g$$

Donde:

ρ : Peso específico de la roca (g/cm³)

δ : Densidad de la roca (g/cm³)

g: Aceleración de la fuerza de gravedad (cm/seg²)

Cuando se elige el sistema de unidades la densidad tiene el mismo valor numérico que el peso específico.

En general, las rocas de baja densidad se deforman y rompen con facilidad, requiriendo un factor de energía relativamente bajo, en tanto que las rocas más densas demandan de una mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación satisfactoria, óptimo desplazamiento y adecuado esponjamiento del material volado (VIII Seminario Internacional de Explosivos –INDUMIL noviembre de 2009, BOGOTÁ).

2.6.3. PESO VOLUMÉTRICO

Como peso volumétrico se define al peso que posee la unidad de volumen de la muestra de roca en estado natural. Matemáticamente se calcula por la siguiente expresión:

$$\gamma = \frac{G}{V}$$

Donde:

γ : Peso volumétrico de la roca (g/cm³)

G: Peso de la muestra en estado natural (g)

V: Volumen total de la roca incluyendo la porosidad y las fisuras (cm³)

2.6.4. POROSIDAD

La magnitud de porosidad de una roca se calcula a partir del *coeficiente de porosidad*, que es adimensional, es igual a la relación del volumen de los poros para el volumen total de la muestra, expresado por la siguiente fórmula matemática:

$$\varepsilon = \frac{V_p}{V}$$

Donde:

V_p: Volumen total de los poros en la muestra de la roca (cm³)

V: Volumen total de la muestra (cm³)

ε: Coeficiente de porosidad

El coeficiente de porosidad puede ser calculado por una relación entre el peso volumétrico y el peso específico de la roca, a través de la siguiente expresión matemática:

$$\varepsilon = 1 - \frac{\gamma}{\rho}$$

Donde:

ε: Coeficiente de porosidad

ρ: Peso específico de la roca (g/cm³)

γ: Peso volumétrico de la roca (g/cm³)

Si al coeficiente de esponjamiento lo multiplicamos por cien la porosidad total de la roca también se podría expresar como un valor en porcentaje.

En voladura se trata de la porosidad intergranular, primaria o de formación, cuya distribución en el macizo pudiera considerarse uniforme y que genera efectos como la atenuación de la energía de la onda de choque y la reducción de la resistencia a la compresión y, consecuentemente, un incremento de la trituración y porcentaje de finos (VIII Seminario Internacional de Explosivos – INDUMIL noviembre de 2009, BOGOTÁ).

2.6.5. ESPONJAMIENTO

El esponjamiento de las rocas consolidadas se establece como el aumento de su volumen a consecuencia de la extracción, comparado con el volumen que la roca ocupaba en el macizo antes de la extracción.

Este parámetro se lo calcula a partir de la magnitud adimensional denominado *coeficiente de esponjamiento* que se expresa por la relación del volumen de la roca después del disparo para el volumen de la misma en el macizo.

$$K_e = \frac{V_e}{V}$$

Donde:

K_e: Coeficiente de esponjamiento

V_e: Volumen de la roca después del disparo

V: Volumen de la roca en el macizo antes del disparo

El valor del coeficiente de esponjamiento está en función de:

- Regularidad de trituración de la roca
- Grosura de sus pedazos

- Capacidad y forma del recipiente en el que se coloca la roca
- Humedad
- Tiempo durante el cual la roca permanece triturada

2.6.6. RESISTENCIA DE LAS ROCAS

La resistencia de las rocas se interpreta como la capacidad que tienen para resistir esfuerzos externos sin destruirse. Estos esfuerzos pueden ser de compresión, tracción y cizallamiento.

La resistencia de las rocas puede cambiar en función al estado en el que se encuentren, así en un estado triaxial la resistencia es mayor que en un estado biaxial y este es mayor que en un estado mono axial.

2.6.6.1. Resistencia a la compresión

Es la fuerza requerida para romper una muestra sometida a carga (presión) sin que la roca esté sostenida por los lados. Esta resistencia puede ser determinada a partir de dos ensayos, carga puntual o compresión uniaxial.

El ensayo de carga puntual se lo realiza con muestras de rocas irregulares, mientras que el ensayo de compresión uniaxial consiste en aplicar cargas compresivas axiales cada vez mayores, a probetas de muestras de roca cilíndricas regulares.

El límite de resistencia se determina por la fórmula:

$$R_{cop} = \frac{P_{cop}}{F}$$

Donde:

R_{cop}: Límite de resistencia (kg/cm²)

P_{cop}: Carga para la destrucción de la probeta (kg)

F: Superficie de la sección de la probeta (cm^2)

Las probetas utilizadas para el ensayo de compresión uniaxial deben ser de dos pulgadas de diámetro y la relación de longitud - diámetro $L/D = 2 - 3$, ya que si la probeta es de pequeña altura en comparación con su diámetro, la rigidez de las planchas detienen el ensanchamiento lateral de sus extremos. El número indispensable de experimentos no debe ser menor a tres.

2.6.6.2. Resistencia a la tracción

Está definida por el resultado de un esfuerzo compresivo, es una tensión horizontal y un esfuerzo compresivo variable. Existen diferentes ensayos para determinar la resistencia a la tracción pero debido a su complejidad en la mayoría de casos, se opta por el *Método de Brasil* o también conocido como *Ensayo de Tracción Indirecta* que consiste en someter a una probeta cilíndrica (disco de roca y/o mineral) a una carga lineal compresiva por medio de planchas de una prensa que actúan a lo largo de su diámetro. La carga es aplicada hasta que la muestra de roca llegue a su destrucción; la probeta rocosa suele romperse en la mayoría de los casos separándose en dos mitades según el eje de carga diametral.

Para la determinación de esta resistencia se utiliza la siguiente fórmula:

$$R_{tr} = \frac{2 \times P}{\pi \times D \times t}$$

Donde:

R_{tr}: Resistencia a la tracción (kgf/cm^2)

P: Magnitud de la fuerza compresora (kgf)

D: Diámetro del disco de roca (cm)

L: Grosor del disco de roca (cm)

FIGURA 2.3: Equipo para ensayos a la tracción



2.6.6.3. Resistencia al cizallamiento

Es la resistencia que ofrece una parte de un cuerpo sólido en relación con su otra parte. La relación existente entre la fuerza tangencial de ruptura, con respecto a la superficie lineal de corte, determina el valor de esta resistencia. La expresión matemática es la siguiente:

$$\tau_c = \frac{P}{F}$$

Donde:

P: Fuerza de destrucción de la probeta (kgf)

A: Superficie de la sección (cm²)

A partir de este ensayo se puede determinar la magnitud de la cohesión y el ángulo de rozamiento interno.

2.7. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

La cuantificación de las características estructurales y geomecánicas de las rocas circundantes a las estructuras mineralizadas, tiene una justificación técnica y económica para una explotación racional, segura y rentable; su utilización está orientada para el planeamiento y diseño, selección de equipos, sostenimiento de labores mineras y diseño de la perforación, y voladura; así un breve estudio nos ayudará a determinar la velocidad de penetración de la perforación, selección de explosivos y equipo de perforación, optimizar la fragmentación de la roca, determinar el consumo de barrenos y brocas, mejorar la seguridad, etc.

La característica más importante de todos los macizos rocosos es la presencia de discontinuidades; en efecto, todas las rocas en la naturaleza, así como todos los macizos rocosos, poseen algún grado de discontinuidad, microfisuras, macrofisuras, cavidades, etc, las que Influyen en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas y los macizos, por consiguiente, en los resultados de las voladuras.

Las superficies de discontinuidad en el macizo pueden ser de distintas clases: estratificación, laminación, foliación primaria, esquistosidad, pizarrosidad, fracturas, juntas, etc. Dichas discontinuidades pueden estar abiertas, cerradas o rellenas, y por ende, exhibir diferentes grados de transmisión de la energía del explosivo. Los labios de estas discontinuidades representan superficies planas las que se reflejan las ondas de choque atenuando y disipando la energía producida por el explosivo.

Las discontinuidades en el macizo rocoso tienen gran influencia sobre el diseño y ejecución de las voladuras ya que pueden utilizarse como un indicativo preliminar de la fragmentación; el espaciamiento entre discontinuidades, puede originar las siguientes situaciones:

- Obligar a un espaciamiento menor entre barrenos con el fin de minimizar sus efectos adversos en la fragmentación de la roca.
- Reducir los requerimientos de energía del explosivo para una buena fragmentación.
- Permitir el empleo de explosivos con alta generación de gases como el Anfo, para producir el desplazamiento del material durante la voladura.
- Establecer como clave de la fragmentación y el control estructural, la orientación del frente de avance respecto a la dirección de las discontinuidades.

2.7.1. CLASIFICACIÓN DE DEERE (RQD)

Deere en 1988 introdujo un índice de calidad de la roca denominado RQD (Rock Quality Designation), cuando la información de calidad de la roca se basaba únicamente en las descripciones geológicas y porcentaje de recuperación de testigos.

Este índice de recuperación RQD se determina con testigos de sondajes iguales o mayores a 100mm de longitud, los mismos que son sumados y posteriormente divididos para la longitud total del muestreo.

$$RQD(\%) = \frac{\Sigma \text{Longitud de testigos mayores a } 100\text{mm}}{\text{longitud total del tramo analizado}} \times 100$$

Este índice clasifica a la roca en 5 categorías:

TABLA 2.4: Clasificación de las rocas según el RQD

RQD (%)	CALIDAD DE LA ROCA
<25	Muy pobre
25 a 50	Pobre
50 a 75	Regular

75 a 90	Buena
90 a 100	Excelente

FUENTE: Introducción a la Ingeniería de Túneles

Cuando no se dispone de testigos de perforación para determinar el RQD, se procede a estimarlo a partir de una línea de mapeo, así:

- Mediante el promedio del espaciado de discontinuidades, es decir, el número de discontinuidades dividida para la longitud de la línea de muestreo.

$$RQD = 100 e^{-0,1\lambda}(0,1\lambda + 1)$$

Donde:

λ : 1/frecuencia de discontinuidades

- Otro proceso para determinar el RQD es contando el número de fracturas existentes en un metro lineal, (línea de muestreo), y posteriormente aplicando la siguiente fórmula:

$$RQD = 100 - (4 \times \text{número de fracturas por metro})$$

- También puede ser determinado a partir del número de discontinuidades existentes en un metro cuadrado, en el cual el número de discontinuidades por metro para cada familia es sumado. Generalmente recomendado para afloramientos y túneles.

$$RQD = 115 - 3,3 J_v$$

Donde:

J_v : Número total de discontinuidades por metro cuadrado

$$J_v = \sum \frac{1}{S_i}$$

Donde:

S_i: Espaciado de las discontinuidades en metros para el sistema de discontinuidades actual.

2.8. SUSTANCIA EXPLOSIVA

2.8.1. TIPOS DE EXPLOSIVOS INDUSTRIALES

Los explosivos químicos se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad de su onda de choque.

2.8.1.1. Explosivos rápidos y detonantes

Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación; los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios; estos son los que efectúan el arranque y rotura de las rocas y aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil. Estos explosivos tienen velocidades entre 2000 y 7000 m/s.

2.8.1.2. Explosivos lentos y deflagrantes

Los explosivos deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería, casi sin ninguna aplicación en la minería o ingeniería Civil; es importante mencionar que el único uso es la pólvora que es utilizada para el núcleo de la mecha de seguridad. Estos explosivos tienen velocidades menores a 2000m/s.

2.8.2. CARACTERÍSTICAS AMBIENTALES DE LOS EXPLOSIVOS

Los parámetros para la elección del explosivo son dos:

- Debe ser capaz de funcionar segura y confiablemente en las condiciones ambientales donde se va a usar.
- Debe ser el más económico pero produciendo los resultados finales deseados.

Las características ambientales que se deben tener en cuenta para la selección de un explosivo son las siguientes:

2.8.2.1. Sensibilidad

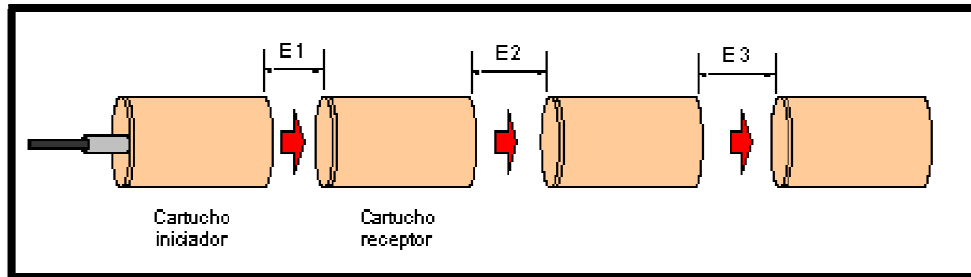
Es la característica que tiene un explosivo para propagar la reacción a todo lo largo de la carga, esta puede ser medida al determinar el diámetro crítico de un explosivo.

Todos los compuestos explosivos tienen un diámetro crítico, este puede variar en dependencia del compuesto de 1 a 100 mm.

El diámetro del barreno propuesto por un proyecto debe ser mayor al diámetro crítico del explosivo que se usará en ese barreno.

Por otro lado la sensibilidad también puede ser definida como una medida de la habilidad del explosivo para propagar la reacción de cartucho a cartucho, asumiendo que el diámetro es superior al crítico. Se puede expresar cómo la distancia máxima de separación (en centímetros) entre un cartucho cebado (iniciador) y uno sin cebar (receptor), donde la transferencia de la detonación ocurrirá.

FIGURA 2.4: Sensibilidad entre cartuchos



FUENTE: EXPLOCEN C.A. "SEGURIDAD, CALIDAD Y SERVICIO AL CLIENTE"

2.8.2.2. Resistencia al agua

Es la propiedad de un explosivo de soportar el contacto con el agua sin sufrir deterioro en su desempeño. Los productos explosivos tienen dos tipos de resistencia al agua: interna y externa.

- **Interna:** Es la resistencia al agua que provee la composición misma del explosivo. Como ejemplo algunas emulsiones e hidrogeles pueden ser bombeados directamente al barreno lleno de agua; estos desplazan el agua hacia arriba pero no se mezclan y no muestran deterioro si se disparan dentro de un tiempo razonable.
- **Externa:** Es la resistencia que se da por el empaque o cartucho dentro del que se coloca el material. Como ejemplo se puede mencionar al ANFO, no tiene resistencia al agua interna, sin embargo, si se coloca dentro de una manga de plástico o un cartucho en el barreno, puede mantenerse seco y se desempeñará sin problema.

2.8.2.3. Humos

La detonación de todo explosivo produce vapor de agua, nitrógeno, dióxido de carbono, y eventualmente, sólidos y líquidos. El monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno son los gases principales que se consideran en la

catalogación de gases tóxicos. Al conjunto de todos esos productos resultantes se los designa como humos.

2.8.2.4. Flamabilidad

Es la característica que tiene un explosivo para iniciar la reacción con facilidad a partir de una chispa, flama o fuego. Existen explosivos que explotan debido a una chispa mientras que otros pueden ser quemados y no detonan.

La flamabilidad es muy importante desde el punto de vista de Seguridad Minera para el almacenamiento, transportación y uso.

2.8.2.5. Resistencia a la temperatura

El desempeño de los explosivos puede ser afectado si se almacenan bajo temperaturas extremas, arriba de los 32.2 °C muchos compuestos se descomponen lentamente con desprendimientos de gases, aumentando poco a poco hasta que se produce una deflagración; mientras que con una temperatura inferior a 8 °C los explosivos que contienen nitroglicerina tienden a congelarse.

2.8.3. CARACTERÍSTICAS DE DESEMPEÑO DE LOS EXPLOSIVOS

Estas características están en función de las condiciones ambientales en el que se desarrolle el proyecto ya que en su dependencia se pueden eliminar el uso de ciertos tipos de explosivos.

Las características de desempeño que se deben tener en cuenta para la selección de un explosivo son las siguientes:

2.8.3.1. Sensitividad

Se define como la cantidad de energía que un explosivo requiere para detonar confiablemente; esto es conocido en ocasiones como los requerimientos mínimos de cebado.

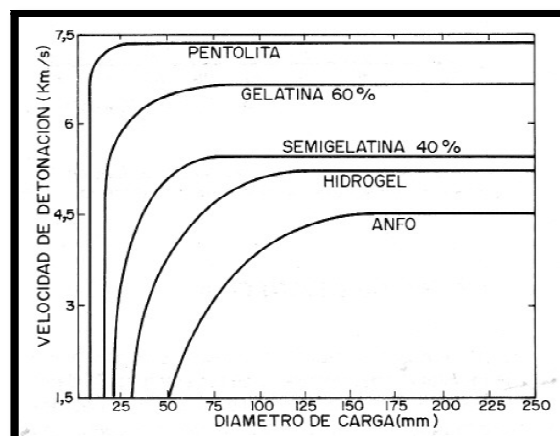
Muchos factores pueden influenciar la sensibilidad de un producto; así esta puede reducirse debido a la presencia de agua en el barreno, diámetro inadecuado de la carga o por temperaturas extremas.

2.8.3.2. Velocidad de detonación

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía; también se la puede definir como la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura. Esta velocidad tiene un rango que va de 1.524 a 7.620 m/s en los productos explosivos.

La velocidad de detonación puede usarse como una herramienta para determinar la eficiencia de una reacción explosiva en el uso práctico.

FIGURA 2.5: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación



FUENTE: Manual de Perforación y Voladura de Rocas, Carlos López Jimeno

2.8.3.3. Presión de detonación

Esta característica se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo; está en función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación.

Los explosivos comerciales tienen una presión de detonación que varía entre 500 y 1,500 MPa. En rocas duras y competentes la fragmentación se realiza con mayor facilidad si se usa explosivos de alta presión de detonación, por la directa relación que existe entre esta variable y los mecanismos de rotura de la roca.

2.8.3.4. Densidad

La densidad de los explosivos varía entre 0,8 y 1,6 g/cm³, y al igual que la velocidad de detonación cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que genera.

En los agentes explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante que los comienza a iniciar antes de la detonación del cebo, o si es muy alta pueden hacerse insensibles y no detonar.

La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura. Por regla general en el fondo de los barrenos se necesita mayor concentración de energía para el arranque de la roca por ello se utilizan explosivos más densos, mientras que en las cargas de columna se requieren explosivos menos densos; como son los pulverulentos y los de base anfo.

2.8.3.5. Potencia

Se refiere al contenido de energía de un explosivo que a su vez es la medida de la fuerza que puede desarrollar y su habilidad para hacer un trabajo. La potencia ha sido clasificada por varios fabricantes sobre la base de un peso o volumen igual, y comúnmente se les denomina potencia en peso y potencia en volumen.

Existen muchos métodos de medición de la potencia pero ninguno de estos métodos puede usarse satisfactoriamente para fines de diseño de voladuras, por ello se puede decir que la clasificación de potencia es engañosa y no compara certeramente la efectividad de fragmentar la roca con el tipo de explosivo.

2.8.3.6. Cohesividad

Es la propiedad de un explosivo a mantener su forma original, hay ocasiones en que el explosivo debe mantener su forma original y otras en que debe fluir libremente.

Cuando se hacen voladuras en roca muy fragmentada y agrietada se debe utilizar un explosivo que no fluya hacia las grietas para que no se produzca una sobrecarga. En otras aplicaciones, como el cargado a granel, los explosivos deben fluir fácilmente y no atascarse en el barreno.

2.8.4. SISTEMA DE INICIACIÓN Y CEBADO

Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los denominados “accesorios comunes de voladura”, que comprenden a los fulminantes eléctricos o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectadores, retardadores, cordones detonantes, sistemas no eléctricos, cables, explosores e instrumentos de control como ohmnímetros y otros.

La utilización de estos accesorios debidamente seleccionados y combinados para cada caso, da lugar a los procedimientos empleados para iniciar la detonación de una voladura, conocidos como métodos de iniciación o de encendido de explosivos, que usualmente se agrupan en:

2.8.4.1. Sistema elemental o convencional de mecha lenta – fulminante común

Mejorado recientemente hasta cierto punto con el encendido previo de las mechas de cada taladro mediante la mecha rápida (*igniter cord*) y cápsulas conectoras.

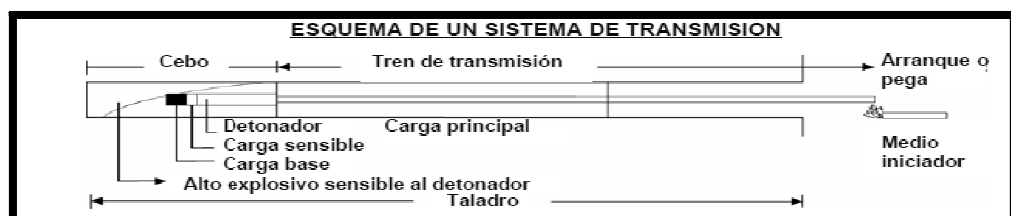
2.8.4.2. Sistema eléctrico convencional

Con detonadores instantáneos y de retardo estándares complementado con el sistema de alta resistencia a corrientes estáticas o extrañas y con los sistemas eléctricos especiales, como el Magnadet y los de explosores secuenciales electrónicos.

2.8.4.3. Sistemas no eléctricos

Del tipo Nonel y similares y los cordones detonantes regulados por retardadores.

FIGURA 2.6: Esquema de un sistema de transmisión



FUENTE: Manual de Perforación y Voladura de EXA

2.8.4.4. Métodos para voladura subterránea

Frontones de túneles y galerías se resumen a la preparación de cebos de dinamita, de explosivo hidrogel o emulsión de pequeño diámetro (22 hasta 75 mm) con:

- Fulminante simple y mecha de seguridad; o fulminante simple y mecha deflagrante, más mecha rápida y conectadores (en ambos casos se enciende con llama).
- Detonador eléctrico instantáneo o de retardo, cable de empalme y explosor. Encendido por descarga eléctrica.
- Detonadores no eléctricos tipo Nonel o similares, con empalmes de mangueras transmisoras. Encendido con un fulminante simple, detonador eléctrico o una pistola de fogeo especial.
- Cordón detonante simple, que actúa directamente como detonador, con retardos exteriores de microsegundo para dar secuencias de salida. Encendido con fulminante simple o detonador eléctrico (piques, voladura de cráter invertido VCR, banqueo, etc.).

2.8.5. CRITERIOS DE SELECCIÓN DEL EXPLOSIVO

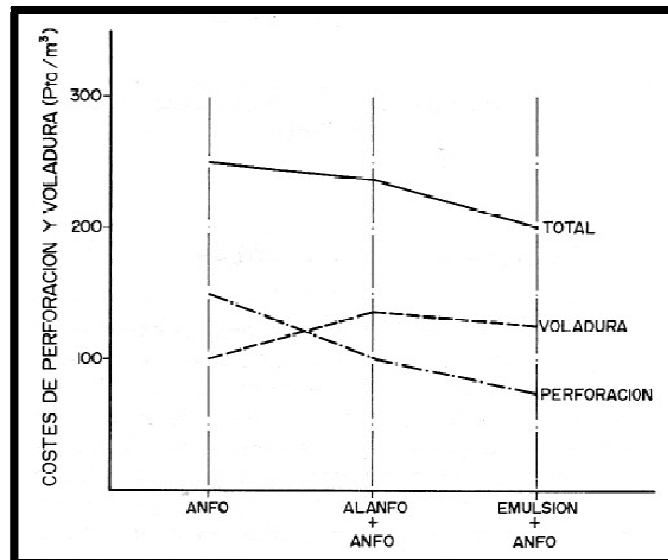
La elección del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de una voladura y, por consiguiente, de los resultados a obtener.

2.8.5.1. Precio del explosivo

Hay que elegir el explosivo más adecuado con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado.

No hay que olvidar que el objetivo de las voladuras es realizar el arranque con un costo mínimo, la perforación en rocas duras es una operación muy costosa se puede llegar a compensar con la utilización de explosivos de costos mínimos, pero más potentes, o cargas selectivas formadas por un explosivo denso y de alta energía en el fondo y otro menos denso y de energía media en la columna.

FIGURA 2.7: Costes relativos de perforación y voladura en rocas duras para distintas alternativas de carga.



FUENTE: Manual de Perforación y Voladura de Rocas, Carlos López Jimeno

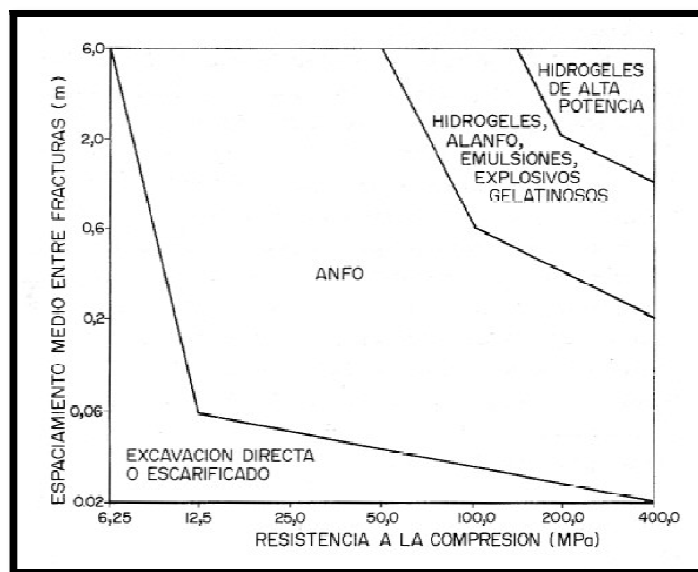
2.8.5.2. Diámetro de carga

Cuando se utilizan explosivos con una velocidad de detonación que varía con el diámetro, como es el caso del ANFO, hay que tomar en cuenta que con barrenos de diámetro inferior a 50 mm es preferible, a pesar del mayor precio, emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas.

2.8.5.3. Características de la roca

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso son el grupo de variables más importante, no sólo por su influencia directa en los resultados de las voladuras sino por su interrelación con otras variables de diseño.

FIGURA 2.8: Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brady y Brown, 1985).



FUENTE: Manual de Perforación y Voladura de Rocas, Carlos López Jimeno

- **Rocas masivas resistentes:** En este caso las fracturas y planos de debilidad existentes son muy escasos, por lo que es necesario que el explosivo cree un mayor número de superficies nuevas basándose en su energía de tensión.

Los explosivos idóneos son aquellos con una elevada densidad y velocidad de detonación: hidrogeles, emulsiones y explosivos gelatinosos.

2.8.5.4. Volumen de roca a volar

Los volúmenes de excavación y ritmos de trabajo marcan el consumo de explosivos dentro de las operaciones de arranque.

En obras de mayor volumen las cantidades de explosivo se pueden llegar a aconsejar su utilización a granel con esto posibilitan la carga mecanizada y así se reducir los costos de mano de obra.

2.8.5.5. Condiciones atmosféricas

Las bajas temperaturas influyen en los explosivos que contienen nitroglicerina, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8°C.

Las altas temperaturas también generan inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso como es el caso de la exudación.

El ANFO no es afectado por las bajas temperaturas si el cebado es eficiente, pero en ambientes calurosos se necesita controlar la evaporación del combustible líquido.

2.8.5.6. Presencia de agua

Cuando el ANFO está en un ambiente con una humedad superior al 10% se produce su alteración que impide su detonación. Cuando los barrenos contengan agua se puede proceder así:

- Si la presencia de agua es pequeña, el ANFO triturado se encartuchará dentro de fundas de plástico, alcanzándose densidades próximas a 1,1 g/cm³; El cebado deberá ser axial.
- Si la cantidad de agua alojada es mayor y no es practicable el procedimiento anterior se puede efectuar el desagüe de los barrenos con una bomba e introducir a continuación una vaina de plástico de resistencia adecuada.

- Si la afluencia de agua a los barrenos impide el desagüe, se pueden utilizar explosivos como los hidrogeles y emulsiones a granel.

2.8.5.7. Problemas de entorno

Las principales perturbaciones son las vibraciones y onda aérea, las que inciden sobre el área próxima a las voladuras.

Los explosivos que presentan una elevada Energía de Tensión son los que generan un mayor nivel de vibraciones; por esto será mejor utilizar ANFO que hidrogeles.

2.8.5.8. Humos

Muchos explosivos están preparados para tener un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, pero es inevitable la formación de humos nocivos con un cierto contenido en gases nitrosos y CO.

Los humos intervienen como criterio de elección en los trabajos subterráneos y el problema no es propio del explosivo si no que en muchas ocasiones suele ser un problema de insuficiencia en la ventilación.

2.8.5.9. Atmósferas explosivas

En grandes proyectos es necesario realizar un estudio de la atmósfera que está exenta de gas grisú, excesiva cantidad de polvo, el entorno próximo a la voladura para tomar la decisión de utilizar explosivos de seguridad y/o inhibidores en el material de retacado.

2.8.5.10. Problemas de suministro

Hay que tener en cuenta las posibilidades de suministro en función de la localización del proyecto y puntos de abastecimiento de los explosivos y accesorios.

2.9. HIPÓTESIS

¿El diseño de una nueva malla de perforación junto con el cálculo de la cantidad adecuada de sustancia explosiva permitirá la optimización en los procesos de Perforación y Voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth?

CAPÍTULO III

3. DISEÑO METODOLÓGICO

3.1. TIPO DE ESTUDIO

El presente trabajo será de tipo descriptivo, mediante el cual se realizará una explicación detallada de la situación actual en los procesos de perforación y voladura, información que servirá para la posterior optimización.

Por otra parte el estudio será de tipo experimental, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo de la sustancia explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura, si es o no el diseño aceptable y con esto establecer si el proceso puede ser optimizado.

También podemos mencionar que es un estudio tipo prospectivo puesto que la ejecución de los resultados beneficiará a la empresa.

La mayor parte del trabajo se realizará con la ayuda de una investigación de campo, para el objetivo de recolectar información en el lugar de estudio y también la toma de muestras que junto con sus ensayos serán datos de gran importancia.

Para realizar el estudio será necesario utilizar ensayos de laboratorio de mecánica de rocas y de mineralogía para una correcta descripción de las muestras, para obtener información necesaria y determinar ciertas propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso que atraviesa la rampa.

3.2. UNIVERSO Y MUESTRA

El universo en el que se encuentra el estudio trata de todos los procesos que conforman el ciclo minero; para el siguiente trabajo se toma como muestra el Proceso de Perforación y Voladura en el avance de la rampa, con el siguiente criterio de inclusión: la perforación y voladura son los primeros procesos en un ciclo minero y la apertura de la rampa es el punto inicial para la profundización de los trabajos, preparación y extracción; junto con la optimización se logrará una reducción en tiempos y costos operativos obteniendo mayor beneficio en el proyecto minero.

3.3. MÉTODOS Y TÉCNICAS

3.2.1. PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICADOS ACTUALMENTE EN EL AVANCE DE LA RAMPA

3.3.1.1. Antecedentes preliminares del destape de la mina

El método del destape el cual es la conexión desde la superficie hasta el cuerpo mineralizado; después de haberse realizado un análisis técnico-económico del proyecto se eligió *Rampas de Acceso o Decline* el que sirve como vía de unión entre niveles de explotación en una mina, es la galería principal para continuar con la profundización de los trabajos y junto con cruceros cortar las vetas Sucre y Tres Diablos; esta rampa inicia en la cota 1506 msnm con una dirección inicial de N-NE, tiene un área de 22.5 m² y una pendiente negativa de 14%; actualmente se tiene franqueado 1350 m en el avance de la rampa (*Fotografía 3.1*).

Las dimensiones de la rampa están en función de los requerimientos normales en el plan de preparación de la mina, la maquinaria utilizada y la proyectada a utilizarse.

No hay reglas fijas para determinar la inclinación de una rampa; una cargadora o un jumbo de perforación con tracción en las cuatro ruedas pueden desplazarse por una pendiente de 1:3 en calzada seca; una pendiente muy pronunciada implica un fuerte esfuerzo en la maquinaria, ocasionando desgaste en los neumáticos, motores; y lleva consigo un posible riesgo, a pesar de los sistemas dobles de frenado.

La ventaja de esta labor es muy funcional, ya que, los vehículos de transporte se desplazan sin rieles y pueden movilizarse por calzadas hacia arriba o hacia abajo con facilidad, para esto el diseño de la rampa en tramos de curvatura tiene un radio interno de 12 m y un radio externo de 17 m.

Para el franqueo de la rampa se toma en consideración las características geotécnicas de la roca por lo que desde la cota 1369.210 hasta 1368.761msnm en una longitud de 6 m para la fortificación se instalaron cerchas metálicas ubicadas cada 1.5 m (*Fotografía 3.1*).

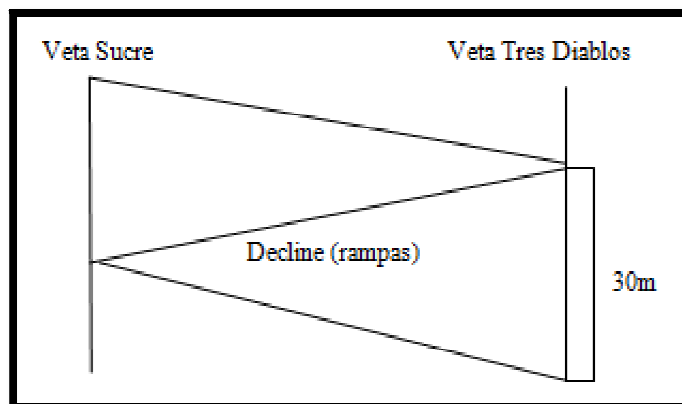
FOTOGRAFÍA 3.1: Bocamina



FOTOGRAFÍA 3.2: Cerchas metálicas



FIGURA 3.1: Esquema general para llegar a las vetas con la rampa



El diseño del acceso al yacimiento por rampa resulta algo innovador debido a las circunstancias geológicas por las cuales este se modifica a fin de superar de mejor manera los inconvenientes, garantizando la seguridad de acceso del personal que labora dentro de la mina y la inversión realizada.

3.3.1.2. Perforación actual de la rampa

La excavación mediante perforación y voladura es el sistema más utilizado para la excavación de túneles en roca. Las partes o trabajos elementales de que consta el ciclo de trabajo característico de este sistema son las siguientes:

- Limpieza
- Desalojo del mineral (limpiar el frente de avance)
- Transporte (acarrear el material hacia el stock o a la superficie)
- Replanteo en el frente del esquema de tiro
- Perforación de los taladros
- Carga de los taladros con sustancia explosiva
- Voladura
- Ventilación, instalaciones de energía eléctrica y agua
- Desagüe

Para la perforación en esta galería se requiere la operación del Jumbo Tamrock, el que mantiene autonomía en su brazo neumático-hidráulico (boom) de perforación y de alto rendimiento; con esta maquinaria se logra mayor eficacia que con la utilización de un martillo manual (*Fotografía 3.3.*)

Este equipo se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyo efecto de golpe produce el astillamiento y trituración de la roca; para en lo posterior con la ayuda del explosivo quebrar la roca; para el bombeo de agua en el frente de perforación se tiene bombas neumáticas o eléctrica de 7.5 KW; éstas bombean el agua hasta un punto muy cerca de la intersección con la veta Tres Diablos en este lugar se construyó una poza de 60 m² y una pendiente negativa de 8% para instalar una bomba neumática que impulsará el agua de infiltración hasta el nivel 1375 msnm, donde por gravedad se escurrirá por el crucero que conecta a la veta Sucre sobre un relleno de material estéril antiguo producto de las labores realizadas en la mina Santa Isabel, y posteriormente el agua será descargada hacia la quebrada, previo el tratamiento correspondiente a fin de cumplir con lo establecido en la normativa ambiental.

En el momento en que se realiza el cargado de los barrenos el frente a volar se encuentra completamente libre de agua, por este motivo se usa únicamente dinamitas y no emulsiones.

FOTOGRAFÍA 3.3: Perforación de la rampa



3.3.1.3. Herramientas de perforación

Debido a los insumos de perforación que utiliza el Jumbo Tamrock el estudio se limita a barras integrales, brocas y escariadores.

3.3.1.3.1. Brocas

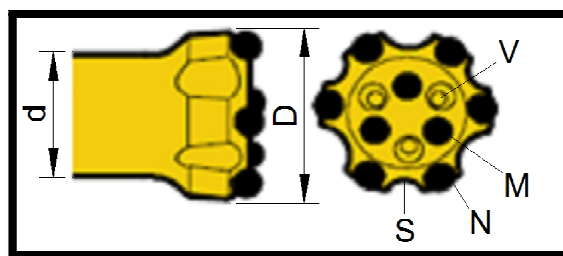
La broca de perforación es la herramienta de corte generalmente el inserto es de metal endurecido (carburo de tungsteno) que estará en contacto con el macizo rocoso a perforar. La elección del tipo de broca como del diámetro depende del tipo de maquinaria de perforación, de las características de la roca y del diámetro de los cartuchos del explosivo a introducir.

En función a los parámetros anteriores, para los trabajos de perforación se utilizan brocas de botones con diámetro (D) de 45 mm acopladas a la barrena por emboquille, el diámetro del acople de la broca denominado como diámetro de faldón (d) es de 30 mm (*Fotografía 3.5*).

La broca posee nueve botones los que son los instrumentos de corte, seis botones periféricos (N), y tres botones internos (M). Los agujeros (V) son cavidades por las que el agua fluye a su paso, enfría la barrena junto con la broca y a su vez ayuda para el barrido de detritos.

Las ranuras (S) son espacios por donde los detritos de perforación pueden fluir para su evacuación.

FOTOGRAFÍA 3.4: Dimensiones y especificaciones de una broca



FOTOGRAFÍA 3.5: Broca de 45 mm



3.3.1.3.2. Barrenas

Las barrenas de perforación son barras de acero con un conducto interior para el paso del agua de refrigeración y barrido de detritos; en el extremo posee una rosca donde se acopla a las brocas.

Para el trabajo de perforación el Jumbo Tamrock utiliza barrenas hexagonales de 3 m de longitud.

3.3.1.3.3. Escariadores

Para el escariado se emplea una broca de botones de carburo de tungsteno, con un diámetro de 64 mm (*Fotografía 3.6*), este escariador va acoplado de forma roscada a la barra de perforación del brazo del jumbo. La función de los barrenos ensanchados es servir como una superficie libre para el desfogue en las voladuras.

FOTOGRAFÍA 3.6: Broca de 64 mm



3.3.1.4. Número de barrenos

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, de la sección de la galería, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y con esto aumentar o disminuir el número de taladros.

El número total de barrenos que se perfora en el avance de la rampa son mínimo 62, esta cantidad esta en dependencia de la ubicación del avance, ya que en partes donde la roca es más competente se añaden de 3 a 4 barrenos a la malla de perforación.

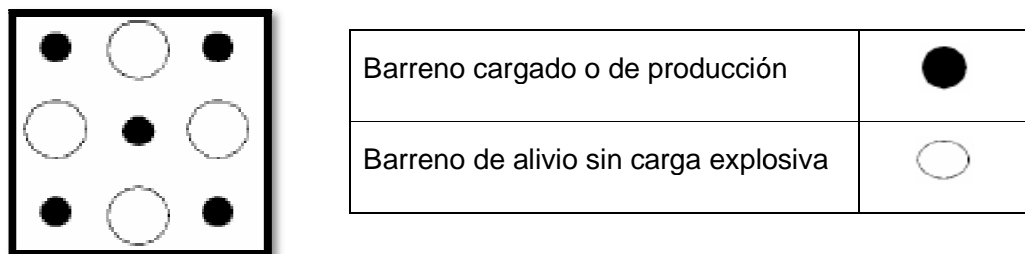
3.3.1.5. Diagrama de perforación

El diagrama de distribución de barrenos y de la secuencia de salida de los mismos presenta diferentes alternativas, en función a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, en la mina Bethzabeth tienen un diagrama empírico dado por los perforistas y su extensa experiencia en trabajos con jumbos perforadores en túneles, así el diseño de la malla de perforación se acopla a los requerimientos del macizo rocoso.

Como guía para el diagrama de perforación en el diseño de la rampa toman como arranque inicial el cuele quemado de cuadrados y rombos inscritos, el cuele utilizado en el diseño consta de 4 barrenos de alivio los que servirán como una superficie libre (Figura 3.2).

(Anexo 3: Distribución de los taladros en la malla de perforación y diagrama de voladura).

FIGURA 3.2: Trazos de arranque para túneles (Quemado)



FUENTE: Manual de Perforación y Voladura EXSA

FIGURA 3.3: Esquema de la malla de perforación

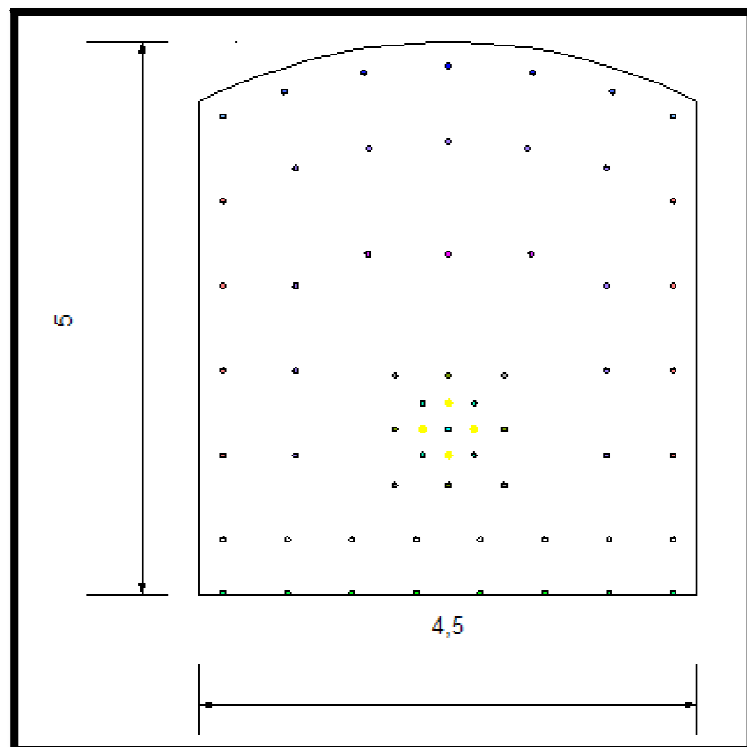


TABLA 3.1: Distribución de los barrenos en la malla de perforación

	Nº	DESCRIPCIÓN DEL BARRENO
	4	Escareados
	5	Cuele
	4	Contracuele
	4	Sobreayudantes
	14	Destroza
	8	Hastiales
	7	Techo
	8	Zapateras
	8	Ayuda de las zapateras
	62	TOTAL

3.3.1.6. Consumo de sustancia explosiva

En este proyecto se emplea el método denominado *Sistema Nonel GT* que es un sistema de encendido no eléctrico, cuyo objetivo es completar la técnica de “voladura controlada”, con esto se añade más seguridad y eficacia al proceso, por lo que es más fácil adiestrar al personal en el encendido, ya que no se necesita control ni cálculo de las resistencias y pérdidas a tierra. Con el sistema Nonel GT se elimina prácticamente la posibilidad de que se efectúen conexiones incorrectas, y el porcentaje de encendido queda reducido a un nivel inferior al del encendido eléctrico; lo cual es también una ventaja importante. Como carga primaria se usa dinamita; en la carga secundaria se usa ANFO, reactivo compuesto de nitrato de amonio y 5% de diesel.

En esta labor que se realiza en roca encajante el consumo de explosivos por tonelada es mayor con respecto al consumo en veta debido a la dureza y competencia de la roca. Para el manejo de estos explosivos se cuenta con personal especializado, y maquinaria de inyección para carguío neumático de los barrenos los cuales serán detonados con el sistema Nonel GT.

FOTOGRAFÍA 3.7: Insumos para el carguío de barrenos



Cebo



Rionel



Mecha lenta



Cordón detonante 10g



Anfo

El carguío en la mayoría de los barrenos se los realiza con una carga de fondo que es la dinamita con el respectivo cordón detonante, y la carga secundaria es el anfo, los barrenos que difieren son los siguientes:

3.3.1.6.1. Cantidad de carga de los barrenos del cuele

Estos barrenos son los que van a expandir la cara libre por esta razón van cargados con cebo como carga primaria y 3 dinamitas junto con anfo conforman la carga secundaria.

3.3.1.6.2. Cantidad de carga de los barrenos de piso

Estos barrenos son los que mayor carga explosiva necesitan ya que son los últimos en romper en la voladura; su carga está conformada por el cebo con el cordón detonante número 12 y a continuación introducen 8 dinamitas y anfo cuando no existe agua. (*Anexo 4: Consumo de sustancia explosiva*).

3.3.1.7. Diagrama de voladura

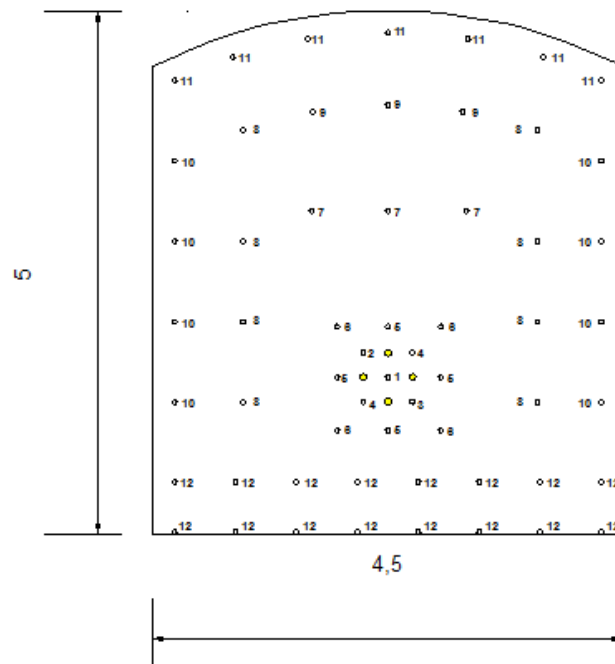
El amarre final para ejecutar la voladura se lo realiza con cordón detonante de 5 gramos junto con 1.5 m de mecha lenta para dar seguridad al proceso. (*Anexo 5: Diagrama de Voladura*).

TABLA 3.2: Cantidad de rioneles necesarios en la voladura

NÚMERO DE CORDÓN DETONANTE	CANTIDAD	DESCRIPCIÓN DEL BARRENO
Rionel # 1	1	Cuña
Rionel # 2	1	
Rionel # 3	1	
Rionel # 4	2	
Rionel # 5	4	Contracuele

Rionel # 6	4	Sobreayudantes
Rionel # 7	3	Destroza
Rionel # 8	8	Destroza
Rionel # 9	3	Destroza
Rionel # 10	8	Hastiales
Rionel # 11	7	Corona
Rionel # 12	16	Zapatera
	58	

FIGURA 3.4: Esquema del diagrama de voladura



3.3.1.8. Tiempos en operaciones

Para la determinación del tiempo en operaciones se toma en cuenta todas las actividades que se involucran en los procesos de perforación y voladura, para el caso de la perforación de barrenos de alivio y producción se ha realizado un promedio para establecer un valor más aproximado.

TABLA 3.3: Tiempos en la perforación

PERFORACIÓN		
PERFORACIÓN BARRENOS DE PRODUCCIÓN (45mm)	N°	tiempo/barreno min
	t1	3.38
	t2	3.49
	t3	3.16
	t4	3.32
	t5	3.49
	Promedio	3.37
	Total (58 barrenos)	195.34
PERFORACIÓN BARRENOS DE ALIVIO (64mm)	t1	6.22
	t2	5.57
	t3	5.5
	t4	6.15
	Promedio	5.86
	Total (4 barrenos)	23.44

TABLA 3.4: Tiempo total en el proceso de perforación y voladura

TIEMPO TOTAL EN EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	
ACTIVIDAD	TIEMPO min
Replanteo en el frente del esquema de tiro	20
Armar el equipo	14.30
Perforación	218.78
Limpieza de barrenos	14.50
Cargado de explosive	45.00
Amarrado	13.00
TOTAL	325.58
	5.43h

El tiempo total en la realización de todas las actividades involucrada en la perforación y voladura en el avance de la rampa es de 5.43 horas; aquí no se toma en cuenta el tiempo necesario para el retacado de los barrenos, puesto que en el proyecto no realizan esta actividad.

3.3.1.9. Costos

3.3.1.9.1. Costos de operación

Este costo de producción expresa la magnitud de los recursos materiales, laborales y monetarios necesarios para alcanzar al volumen de producción fijado por la empresa.

El costo de producción está constituido por el conjunto de gastos relacionados con la utilización de los activos fijos tangibles, la materia prima y materiales, combustible, energía y la fuerza de trabajo en el proceso de producción, así como otros gastos relacionados con el proceso de fabricación, expresados todos en términos monetarios.

Toda empresa al producir incurre en costos, por ello estos costos de producción están en el centro de las decisiones empresariales puesto que un incremento significa una disminución de los beneficios para la empresa.

Para la obtención de oro es necesaria la extracción del mineral, para la cual se requiere de varias labores o actividades para concretar dicho objetivo.

Las actividades requeridas son:

- Limpieza
- Desalojo del mineral (uso de la pala cargadora)
- Transporte (uso de las volquetas)
- Topografía
- Perforación

- Carga de la sustancia explosiva
- Ventilación instalaciones de energía eléctrica y agua
- Desagüe

Se ha realizado un análisis de costos unitarios tomando en cuenta la mano de obra, el equipo utilizado, los materiales y los gastos administrativos para estos procesos; para ello se tomo en cuenta el trabajo y tiempo que se emplea en la perforación con una barra de 3.0 m, siendo el rendimiento en el avance de la perforación del 95% llegando a tener una pega de 2.85 m.

Para la determinación del costo de mano de obra se toma en cuenta a todo el personal que está involucrado directamente con las actividades mencionadas; para el jefe de mina y topógrafo se toma en función al porcentaje de tiempo que dedican a cada proceso (*Tabla 3.5*).

TABLA 3.5: Cálculo del costo de mano de obra de un perforista

CÁLCULO DEL COSTO DE MANO DE OBRA DE UN PERFORISTA			
Días en el año		365	Días
Jornada		22	Días
Vacaciones por jornada		8	Días
Vacaciones por año		15	Días
Días festivos		1	Días
Enfermedad, permisos		4	Días
Días no laborables		112	Días
Días laborables		253	Días
Horas extras		80	Horas
Salario nominal	SN	1000	\$/mes
Salario nominal por día		32.89	\$/día calendario
Factor de mayoración	Fm	0.31	
SN x fm		10.09	\$/día laborable
		1252.34	\$
Décimo tercero		4.95	\$/día laborable

Décimo cuarto	1.04	\$/día laborable
Aporte patronal	1825.92	\$
	7.22	\$/día laborable
Fondo de reserva	3.95	\$/día laborable
Factor real de pago	1.53	
SALARIO REAL	50.36	\$
Salario por hora	4.20	\$/hora

Para la siguiente tabla se realizó el mismo procedimiento, solo se alteró el salario nominal y las horas extras que están en dependencia de la función del trabajador:

TABLA 3.6: Resumen de costos de mano de obra

RESUMEN DE COSTOS DE MANO DE OBRA				
FUNCIÓN	SALARIO NOMINAL \$/mes	FACTOR REAL DE PAGO	SALARIO REAL \$/mes	COSTO POR HORA \$/h
Jefe de mina	1500	1.45	2175	0.595
Topógrafo	1200	1.47	1764	1.455
Perforista	1000	1.53	1530	4.2
Chofer de volqueta	1000	1.53	1530	4.2
Operador de pala	1000	1.53	1530	4.2
Ayudante de perforación	500	1.57	785	2.15
Eléctrico	550	1.56	858	2.34
Explosivista	400	1.58	632	1.73
Tubero	500	1.57	785	2.15
			TOTAL	23.02

La tarifa (\$/unidad) del equipo tomada para el cálculo de costos se la obtuvo del precio de cada equipo en función de su vida útil; la tabla 3.7 muestra el costo de los equipos.

TABLA 3.7: Costos de equipos

EQUIPO		COSTO \$	VIDA UTIL
Jumbo Tamrock Pantofore		250000	4 años
Accesorios para el jumbo	Barrena	270	3.5 días (1300 m-perf)
	Broca	30	2.5 días (800 m- perf)
Bomba eléctrica GREENDEX7.2 KW		12000	5 años
Cargador Anol CC		2000	5 años
Telehandler LK-630		65000	6 años
Camioneta D'Max		18000	5 años
Brújula azimutal		500	15 años

El proyecto también tiene maquinaria alquilada la cual se muestra en la tabla 3.8.

TABLA 3.8: Costos del equipos alquilado

EQUIPO	COSTO	COSTO
	\$/mes	\$/h
Volqueta HINO	10000	13.44
Cargadora Frontal KOMATSU	9000	12.10
	TOTAL	25.54

Dentro de los costos se incluyen los costos relacionados con el EPP, para el cálculo se toma el costo unitario de los elementos y en función de su vida útil el costo diario.

TABLA 3.9: Costos de los elementos del equipo de protección personal EPP

DESCRIPCIÓN DEL EPP	COSTO UNITARIO \$	VIDA ÚTIL	COSTO DIARIO \$/día	COSTO HORA \$/h
Casco	6	10 meses	0.0197	0.0025
Tapón de oídos 3M	1.6	1 mes	0.0526	0.0066
Respirador 7500	28	6 meses	0.1535	0.0192
Filtros 6003	15	1 mes	0.4934	0.0617
Retenedor de polvo	1.6	2 semanas	0.1143	0.0143
Protección del retenedor	1	6 meses	0.0055	0.0007
Ropa impermeable	12	6 meses	0.0658	0.0082
Ropa reflectiva	25	10 meses	0.0822	0.0103
Orejas peltor	17	6 meses	0.0932	0.0117
Guantes	4	2 semanas	0.5000	0.0625
Botas punta de acero	15	10 meses	0.0493	0.0062
Lámpara unipersonal	90	12 meses	0.2467	0.0308
Costo hora por EPP				0.23

Para realizar la voladura con un sistema no eléctrico se utiliza generalmente los siguientes insumos:

- Dinamita tipo Explogel III de 1" X 8" al 60%.
- Detonadores no eléctricos en una serie que va desde la serie 1 lp hasta la 12 lp.
- Cordón detonante de 5g, para amarre entre detonadores no eléctricos.
- Fulminantes común # 8.
- Mecha lenta.
- Anfo ó Nitrato de amonio.

El proveedor de explosivos actualmente es Explomín (MAXAM producto importado de Bolivia).

El cordón detonante se usa únicamente para unir las extensiones de los microretardos (tecneles o detonadores no eléctricos) en la cara externa del frente. Por lo general se usan 20 m de cordón detonante en cada voladura. La mecha lenta se utiliza en una longitud de 1.5 m por voladura, solo se usa para la iniciación junto con el fulminante número 8, este procedimiento da el tiempo de salida del personal hacia sitios seguros.

El consumo de explosivos junto con el gasto total especificada de dinamita, anfo y rioneles se detalla en los anexos. (*Anexo 5: Costos en el consumo de sustancia explosiva*).

TABLA 3.10: Costo total de explosivos en una voladura

PRECIO TOTAL DE EXLOSIVOS EN UNA VOLADURA (Avance de pega 2.85 m)		
DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	TOTAL \$
Dinamita	129	110.24
Rionel	58	245.34
Anfo	8	256.44
Cordón detonante 5g	20	5.728
Mecha lenta	1.5	0.336
Fulminante	1	0.246
TOTAL		618.33

En el cálculo del costo unitario, para cada una de las labores analizadas, se presenta en tablas en las cuales se indican todos los parámetros utilizados.

LIMPIEZA			
DESCRIPCIÓN:	Limpieza	RENDIMIENTO:	12 m/h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m
1 (10%)	Jefe de Mina	0.595	4	1.095	12	0.09125
1	Ayudante	2.15	4	2.65	12	0.22083333
TOTAL						0.31208333

1.2 EQUIPO

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m
EPP (1)	0.23454339	Varios	12	0.01954528
Herramienta menor	1	Varios	12	0.08333333
TOTAL				0.10287862

1.3 MATERIALES

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO UNITARIO (\$)	CANTIDAD APROXIMADA u/m	COSTO UNITARIO \$/m
Barra	U	5	1	5
Varios	Global	3	1	3
TOTAL				8

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	8.415 \$/m
--------------------------	------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO \$/m
Administración	10	0.84149619
Varios + Imprevistos	3	0.25244886
TOTAL		1.09394505

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.094 \$/m
----------------------------	------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO \$/m
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	8.415
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.094
TOTAL	9.51 \$/m

CARGUÍO			
DESCRIPCIÓN:	Carguío	RENDIMIENTO:	12 m ³ /h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m ³ /h	COSTO UNITARIO \$/m ³
1 (10%)	Jefe de Mina	0.595	4	1.095	12	0.09125
1	Operador	4.2	4	4.7	12	0.39166667
TOTAL						0.48291667

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m ³ /h	COSTO UNITARIO \$/m ³
Pala	12.09	KOMATSU	12	1.0075
EPP (1)	0.2345	Varios	12	0.019542
Herramienta menor	1	Varios	12	0.08333333
TOTAL				1.110375

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	1.593 \$/m ³
--------------------------	-------------------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO \$/m ³
Administración	10	0.159329
Varios + Imprevistos	3	0.047799
Utilidad	0	0
TOTAL		0.207128

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.207 \$/m ³
----------------------------	-------------------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO \$/m ³
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	1.593
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.207
TOTAL	1.8 \$/m³

*En los costos directos se omiten los materiales ya que dentro del alquiler de la pala cargadora incluye el mantenimiento, es decir debe estar en óptimas condiciones para su operación.

TRANSPORTE			
DESCRIPCIÓN:	Perforación	RENDIMIENTO:	1350 m/h

1. COSTOS DIRECTOS*

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m
1 (10%)	Jefe de Mina	0.595	4	1.095	1350	0.00081111
1	Chofer	4.2	4	4.7	1350	0.00348148
TOTAL						0.00429259

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m
Volqueta	13.44	HINO	1350	0.00995556
EPP (1)	0.2345	Varios	1350	0.00017370
Herramienta menor	1	Varios	1350	0.00074074
TOTAL				0.0108700

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	0.015 \$/m
--------------------------	------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO \$/m
Administración	10	0.001533636
Varios + Imprevistos	3	0.000460091
Utilidad	0	0
TOTAL		0.001993727

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.002 \$/m
----------------------------	------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO \$/m
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	0.015
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.002
TOTAL	0.017\$/m

*En los costos directos se omiten los materiales ya que dentro del alquiler de la volqueta incluye el mantenimiento, es decir debe estar en óptimas condiciones para el trabajo a realizar.

TOPOGRAFÍA			
DESCRIPCIÓN:	Topografía	RENDIMIENTO:	50 m- rampa/h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m-rampa/h	COSTO UNITARIO \$/m-rampa
1 (10%)	Jefe de mina	0.595	4	1.095	2.5	0.438
1 (30%)	Topógrafo	1.455	4	1.955	2.5	0.782
1	Ayudante de topografía	2.15	4	2.65	2.5	1.06
TOTAL						2.28

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-rampa
Estación Total	20	Sokya	2.5	8
Brújula	1	Brunton	2.5	0.4
EPP (2)	0.469086779	Varios	2.5	0.187634712
Herramienta menor	2	Varios	2.5	0.8
TOTAL				9.387634712

1.3 Materiales

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO UNITARIO (\$)	CANTIDAD APROXIMADA u/m-rampa	COSTO UNITARIO \$/m-rampa
Estacas	Unidad	0.25	1	0.25
Varios	Global	2	1	2
TOTAL				2.25

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	13.918 \$/m-rampa
--------------------------	-------------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO \$/m-rampa
Administración	10	1.391763471
Varios + Imprevistos	3	0.417529041
TOTAL		1.809292513

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.809 \$/m-rampa
----------------------------	------------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO \$/m-rampa
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	13.918
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.809
TOTAL	15.73 \$/m-rampa

PERFORACIÓN			
DESCRIPCIÓN:	Perforación	RENDIMIENTO:	50 m- perf/h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-perf
1 (10%)	Jefe de mina	0.595	4	1.095	50	0.0219
1	Perforista	4.2	4	4.7	50	0.094
2	Ayudante de perforacion	2.15	4	2.65	50	0.106
TOTAL						0.2219

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-perf
Jumbo	62.24	Tamrock	50	1.244871467
Compresor	15	Varios	50	0.3
EPP (3)	0.703630169	Varios	50	0.014072603
Herramienta menor	1	Varios	50	0.02
Electricidad	5	Varios	50	0.1
TOTAL				1.6789

1.3 Materiales

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO	VIDA UTIL	COSTO UNITARIO
Barrenos	unidad	270	1260	0.214285714
Broca 45mm	unidad	30	1050	0.028571429
Broca 64mm	unidad	43	4320	0.009953704
Varios	Global	3	1	3
TOTAL				3.2528

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	5.154	\$/m-perf
--------------------------	-------	-----------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO\$/m-perf
Administración	10	0.515365492
Varios + Imprevistos	3	0.154609647
Utilidad	0	0
TOTAL		0.669975139

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.670	\$/m-perf
----------------------------	-------	-----------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO\$/m-perf
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	5.154
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.670
TOTAL	5.82\$/m-perf

CARGUÍO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA Y DISPARO			
DESCRIPCIÓN:	Carguío de sustancia explosiva	RENDIMIENTO:	50 m-carg/h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-carg
1 (10%)	Jefe de mina	0.595	4	1.095	50	0.0219
1	Perforista	4.2	4	4.7	50	0.094
3	Ayudante de perforacion	6.45	4	6.95	50	0.139
TOTAL						0.2549

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-carg
Cargador ANOL CC	0.5	Varios	50	0.01
EPP (4)	0.938173559	Varios	50	0.018763471
TOTAL				0.028763471

1.3 Materiales

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO UNITARIO (\$)	CANTIDAD APROXIMADA u/m-carg	COSTO UNITARIO \$/m-carg
Dinamita	unidad	0.73495296	2.586206897	1.900740414
Rionel	unidad	4.23	1	4.23
Cordón detonante 5g	m	0.2864	0.344827586	0.098758621
Mecha lenta	m	0.224	0.025862069	0.005793103
Fulminante	unidad	0.2464	0.017241379	0.004248276
TOTAL				6.239540414

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	6.523 \$/m-carg
--------------------------	-----------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO\$/m-carg
Administración	10	0.652320388
Varios + Imprevistos	3	0.195696117
TOTAL		0.848016505

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.848 \$/m-carg
----------------------------	-----------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO\$/m-carg
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	6.523
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	0.848
TOTAL	7.37\$/m-carg

DESAGUE			
DESCRIPCIÓN:	Desague	RENDIMIENTO:	100 m- inst/h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m-inst/h	COSTO UNITARIO \$/m-inst
1 (10%)	Jefe de Mina	0.595	4	1.095	100	0.01095
1	Ayudante	2.15	4	2.65	100	0.0265
1	Tubero	2.15	4	2.65	100	0.0265
TOTAL						0.06395

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-inst
Bombas eléctricas	1.8	Grindex	100	0.018
EPP (2)	0	Varios	100	0
Herramienta menor	1	Varios	100	0.01
TOTAL				0.028

1.3 Materiales

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO UNITARIO \$	CANTIDAD APROXIMADA u/m-inst	COSTO UNITARIO \$/m-inst
Tubería	unidad	2.5	0.33	0.825
Accesorios y acoples	unidad	1.5	3	4.5
Soporte	unidad	0.8	1	0.8
Varios	Global	3	1	3
TOTAL				9.125

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	9.217 \$/m-inst
--------------------------	-----------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO \$/m-inst
Administración	10	0.921695
Varios + Imprevistos	3	0.2765085
Utilidad	0	0
TOTAL		1.1982035

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.198 \$/m-inst
----------------------------	-----------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO \$/m-inst
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	9.217
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.198
TOTAL	10.42 \$/m-inst

VENTILACIÓN			
DESCRIPCIÓN:	Ventilación	RENDIMIENTO:	100 m- inst/h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m-inst/h	COSTO UNITARIO \$/m-inst
1 (10%)	Jefe de Mina	0.595	4	1.095	100	0.01095
1	Ayudante	2.15	4	2.65	100	0.0265
1	Eléctrico	2.34	4	2.84	100	0.0284
TOTAL						0.06585

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-inst
Ventiladores	8.2	Tigre	100	0.082
EPP (2)	0.469086779	Varios	100	0.004690868
Herramienta menor	1	Varios	100	0.01
TOTAL				0.096690868

1.3 Materiales

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO UNITARIO \$	CANTIDAD APROXIMADA u/m-inst	COSTO UNITARIO \$/m-inst
Manga de ventilación	M	24	1	24
Accesorios y acoples	unidad	1.5	3	4.5
Soporte	unidad	0.8	1	0.8
Varios	Global	3	1	3
TOTAL				32.3

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	32.463 \$/m-inst
--------------------------	------------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO\$/m-inst
Administración	10	3.246254087
Varios + Imprevistos	3	0.973876226
Utilidad	0	0
TOTAL		4.220130313

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	4.220 \$/m-inst
----------------------------	-----------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO\$/m-inst
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	32.463
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	4.220
TOTAL	36.68\$/m-inst

INSTALACIÓN DE AIRE, AGUA Y ELECTRICIDAD			
DESCRIPCIÓN:	Instalación de aire, agua y electricidad	RENDIMIENTO:	12.5 m-inst/h

1. COSTOS DIRECTOS

1.1 Mano de Obra

No	PERSONAL	COSTO HORARIO \$/h	ALIMENTACIÓN \$	TOTAL \$/h	RENDIMIENTO m-inst/h	COSTO UNITARIO \$/m-inst
1 (10%)	Jefe de Mina	0.595	4	1.095	12.5	0.0876
1	Eléctrico	2.34	4	2.84	12.5	0.2272
1	Tubero	2.15	4	2.65	12.5	0.212
TOTAL						0.5268

1.2 Equipo

DESCRIPCIÓN	COSTO HORARIO \$/h	MARCA	RENDIMIENTO m/h	COSTO UNITARIO \$/m-inst
EPP (2)	0.469086779	Varios	12.5	0.037526942
Herramienta menor	2	Varios	12.5	0.16
TOTAL				0.197526942

1.3 Materiales

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO UNITARIO (\$)	CANTIDAD APROXIMADA u/m-inst	COSTO UNITARIO \$/m-inst
Cable eléctrico	M	0.9	1	0.9
Tubería	Unidad	2.5	1	2.5
Soportes	Unidad	1	2	2
Pernos	Unidad	0.1	4	0.4
Varios	Global	3	1	3
TOTAL				8.8

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	9.524 \$/m-inst
---------------------------------	-----------------

2. COSTOS INDIRECTOS

DESCRIPCIÓN	%	COSTO UNITARIO\$/m-inst
Administración	10	0.952432694
Varios + Imprevistos	3	0.285729808
TOTAL		1.238162503

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.238 \$/m-inst
-----------------------------------	-----------------

3. TOTAL COSTOS

DESCRIPCIÓN	COSTO UNITARIO\$/m-inst
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	9.524
TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS	1.238
TOTAL	10.76 \$/m-inst

En la siguiente tabla se indican los costos para cada actividad cuando se ha realizado una pega de 3.0 m.

TABLA 3.11: Costo de avance por una pega de 3.0 m

ACTIVIDAD	COSTOS UNITARIOS \$/unidad	CANTIDAD POR PEGA (unidad)	COSTO TOTAL POR PEGA (\$)
Limpieza	9.509 \$/m	2.85 m-rampa	27.1004
Carguío	1.800 \$/m ³	67.5 m ³	121.5283
Transporte	0.017 \$/m	1350 m-rampa	23.1305
Topografía	15.727 \$/m-rampa	2.85 m-rampa	44.8217
Perforación	5.824 \$/m-perf	176.7 m-perf	1029.0354
Carguío y Disparo	7.371 \$/m-carg	165.3 m-carg	1218.4627
Desague	10.415 \$/m-inst	2.85 m-rampa	29.6832
Ventilación	36.683 \$/m-inst	2.85 m-rampa	104.5456
Instalacion de aire, agua y electricidad	10.762 \$/m-inst	2.85 m-inst	30.6731
Costo total por pega			2628.98

El costo total del proceso para realizar una voladura con una perforación de 3m es de 2.628,98\$.

3.3.1.10. Seguridad en los procesos

Para el proceso de la perforación se cuenta con personal de alta experiencia, los que cuentan con el EPP adecuado para evitar cualquier lesión sin embargo se cuenta con la señalización pertinente de información antes de empezar los trabajos.

FOTOGRAFÍA 3.8: Señalización en la bocamina



Los perforistas antes de iniciar el trabajo examinan el frente para descubrir la presencia de restos de cualquier explosivo sin detonar en los taladros del tiro anterior. Diariamente se ingresa material explosivo para realizar las labores de voladura. Estos materiales son colocados en el interior de la mina en un polvorín temporal con un área de 100 m² donde se ha construido estanterías de madera; cuenta con la ventilación necesaria y está exento de humedad; es decir cumple con los parámetros básicos para tener polvorines dentro de mina. Las cantidades ingresadas diariamente son de 60 Kg de dinamita y 750 Kg de anfo; cantidades que abastecen aproximadamente para 3 voladuras en el avance de la rampa.

FOTOGRAFÍA 3.9: Polvorín en el interior mina



El personal que manipula los explosivos han recibido charlas de capacitación para un correcto uso, por ello, el cebo es preparado en el frente de trabajo, el transporte de la sustancia explosiva hasta el lugar en donde se realizará la voladura se lo hace con las normas de seguridad establecidas, el retacado se lo ejecuta con implementos de madera y no se lo hace de forma violenta y excesiva.

En el amarre final para la voladura se utiliza 1.5m de mecha lenta lo que les da el tiempo necesario para abandonar el lugar, para su manipulación cortan con una cuchilla bien afilada y lo hacen sobre una base de madera; en el caso que haya sobrantes de sustancia explosiva, esta es regresada al polvorín.

Como consecuencia de que en la mina existen más frentes de trabajo y cierta cantidad de personal no conoce la actividad a realizarse, a una distancia prudente del área de peligro se coloca señalización para advertir el riesgo.

FOTOGRAFÍA 3.10: Señalización de advertencia



3.3.2. DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO QUE ATRAVIESA LA RAMPA

En el diseño de voladuras, las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas, así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo

rocoso, juegan un papel importante pues determinan la geometría de la voladura, el consumo específico, la regulación de los tiempos de retardo y el consumo de aceros de perforación.

Los elementos básicos de geología que tienen incidencia en la perforación y voladura son:

- Las características físicas y mecánicas de las rocas que conforman el macizo rocoso.
- La estratigrafía es decir la presencia de estratos menos resistentes, y eventualmente más delgados, y presencia de cavidades.
- Los rasgos estructurales, esto es, la presencia de planos de estratificación, diaclasas principales y secundarias.

3.3.2.1. Características de la roca encajante

Antes de empezar con los cálculos para el diseño de la malla de perforación es importante describir al macizo rocoso, detallar sus características, mineralización, formación perteneciente y su respectiva litología; necesario para obtener una base de datos y tener un punto de partida para realizar el diseño.

3.3.2.1.1. Descripción macroscópica

La siguiente descripción ha sido ejecutada con un estudio petrográfico realizado en la FIGEMPA con una muestra de roca tomada en el avance actual de la rampa.

- *Brecha andesítica*

El tipo de roca encajante que encontramos en la mina tiene una coloración grisácea con pocas partes verdosas, presenta una textura afanítica, estructura masiva y desordenada (*Fotografía 3.11*).

Se puede observar clastos cristalizados de anfíbol con un tamaño de 2 cm, al igual que clastos con una variedad de dimensiones de andesitas básicas; al estar en contacto con ácido clorhídrico se pudo verificar una pequeña efervescencia como muestra de la presencia de carbonatos. Vetillas de sílice como una alteración parcial.

FOTOGRAFÍA 3.11: Análisis macroscópico



3.3.2.1.2. Descripción microscópica

Para la siguiente descripción microscópica se ha realizado un análisis de láminas delgadas del macizo rocoso en el Laboratorio de Mineralogía de la FIGEMPA.

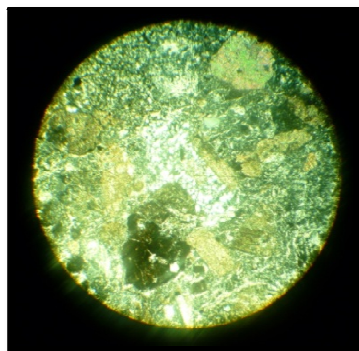
- *Brecha polimíctica argilitizada y silicificada parcialmente*

La roca presenta una textura porfirítica con clastos angulosos de composición andesítica básica; estos varían en dimensiones de 0.5-2.0mm.

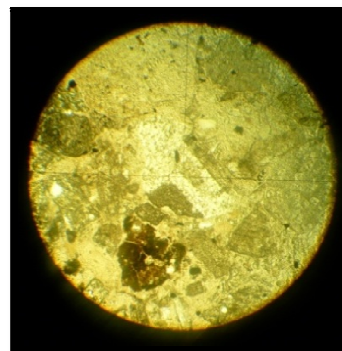
La roca posee una matriz de arcilla y carbonato con sílice por efectos de una alteración secundaria, como evidencia de esto se observa cuarzo secundario que se encuentra rellenando los poros de la brecha (*Fotografía 3.12*).

Se ha observado clastos de anfíbol y piroxenos sueltos sin evidencia tectónica ya que estos no presentan ninguna rotura; los ferromagnesianos se encuentran cloritizados parcialmente.

FOTOGRAFÍA 3.12: Análisis microscópico



Luz polarizada



Luz natural

3.3.2.2. Análisis de laboratorio

Los ensayos realizados, se los ejecuto en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Escuela Politécnica Nacional. (*Anexo 6: Ensayos de muestras*).

3.3.2.2.1. Peso específico

Esta propiedad se la ha determinado en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Escuela Politécnica Nacional; para ello se utilizó la balanza Marcy

(Fotografía 3.13) la cual está constituida principalmente por una balanza graduada provista de un recipiente metálico capaz de contener un volumen fijo de 1000 cm^3 . La balanza debe ser colgada de manera tal que quede suspendida libremente en el espacio.

FOTOGRAFÍA 3.13: Balanza Marcy



El procedimiento que se realizó es el siguiente:

- Llenar el recipiente con 1000 cm^3 de agua pura y cuélguelo del gancho de la balanza. La aguja de la balanza deberá marcar 1.000 g en el anillo exterior del dial, quedando en posición vertical. Si fuese necesario gire la perilla de ajuste ubicada en la parte inferior, hasta obtener los 1000 g en ese momento la balanza estará calibrada.
- Preparar una muestra de material representativa, seca, cuelgue el recipiente vacío y seco de la balanza y empiece a llenarlo hasta que la aguja indique 1000 g en el anillo exterior del dial. Vacíe la muestra en algún receptáculo.
- Llenar un tercio del volumen del recipiente asegurándose que cada partícula se moje completamente y se eliminen las burbujas de aire. Cuelgue el recipiente de la balanza y complete el volumen con agua hasta las perforaciones de rebalse.

FOTOGRAFÍA 3.14: Muestras sumergidas en agua previo a la determinación del peso específico aparente



Los resultados que se obtuvieron son los siguientes:

TABLA 3.12: Resultados del ensayo de peso específico

MUESTRA	PESO ESPECÍFICO g/cm ³	PESO ESPECÍFICO APARENTE g/cm ³
M1	2.621	2.726
M2	2.628	2.864
M3	2.668	2.733
Promedio	2.639	2.7743

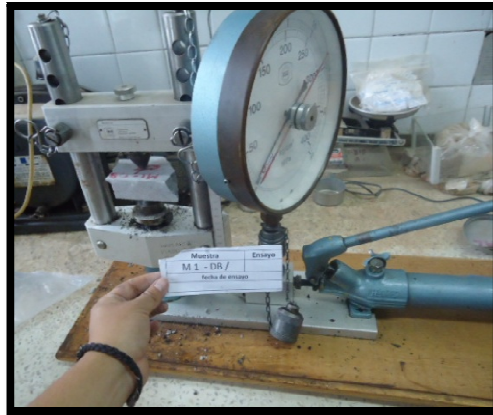
Para los cálculos posteriores se tomará el valor promedio de los resultados de cada muestra para obtener un dato proporcional.

$$\bar{\rho}: 2.630 \text{ g/cm}^3$$

3.3.2.2.2. Índice de carga puntual

Este análisis se lo realizó en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Escuela Politécnica Nacional, para ello se contó con muestras representativas de forma irregular.

FOTOGRAFÍA 3.15: Proceso para la determinación del índice de carga puntual



El procedimiento se describe a continuación:

- Despresurizar el aparato.
- Encerar el aparato.
- Apretar la válvula de despresurización para iniciar con el ensayo.
- Subir el punzón móvil hasta sujetar la muestra.
- Aumentar la carga hasta provocar la rotura de la muestra de roca.
- En el instante en el que la roca se quiebra, la aguja de color rojo marca la presión a la que la muestra se destruyó.

Los resultados son los siguientes:

TABLA 3.13: Resultados del ensayo de Índice de carga puntual

MUESTRA	ÍNDICE CARGA PUNTUAL Kg/cm ²
M1	117.9
M2	88.6
M3	113.9
Promedio	106.8

Para obtener un dato proporcional se ha realizado un promedio de los resultados por cada muestra, obteniendo el siguiente valor de carga puntual.

$$C_{\text{puntual}}: 106.8 \text{ Kg/cm}^2$$

3.3.2.2.3. Resistencia a la compresión simple

Para este ensayo se procedió a fabricar los cubos de 6 x 6 cm (*Fotografía 3.16*) en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la EPP y se realizaron los ensayos con los cubos.

FOTOGRAFÍA 3.16: Cubo de la muestra de roca



FOTOGRAFÍA 3.17: Proceso para la determinación del ensayo de compresión simple



FOTOGRAFÍA 3.18: Destrucción de la muestra de roca



Los resultados obtenidos son los siguientes:

TABLA 3.14: Resultados del ensayo de Compresión Simple

MUESTRA	SECCIÓN cm ²	CARGA Kgf	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN Kg/cm ²
M1	36.4	28734.4	789.43
M2	36.32	35306.56	972.03
M3	36.14	36871.36	1020.24

Para los cálculos siguientes se utilizará el valor de la muestra M3, ya que es el lugar en donde se está efectuando el avance de la rampa.

$$R_{\text{comp}}: 1020.24\text{Kg/cm}^2$$

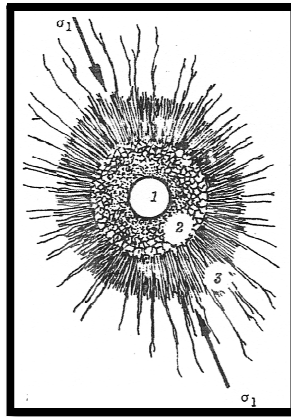
3.3.3. DISEÑO Y SELECCIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN OPTIMIZADA

3.3.3.1. Nueva teoría para calcular el burden

Es un nuevo modelo matemático para diseñar malla de perforación y voladura, calculando el área de influencia por taladro y fue desarrollada de la siguiente manera:

- Este método de diseño nace del siguiente gráfico:

FIGURA 3.5: Área de influencia de un taladro después de la voladura



FUENTE:E. HOEK / E.T. BROWM, "Excavaciones subterráneas en roca"

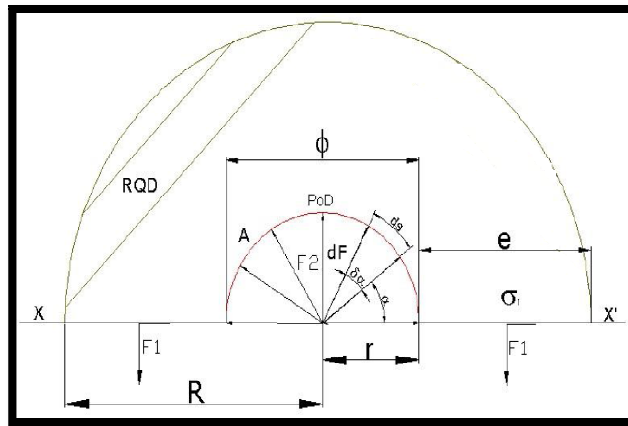
En donde:

- ZONA 1: Es el diámetro del taladro
- ZONA 2 :Es la zona pulverizada por el explosivo
- ZONA 3: Es el área de influencia del taladro después de una voladura

La teoría fue realizada con los criterios de resistencia de materiales, mecánica de rocas y parámetros del explosivo y perforación.

La reformulación se realiza para la utilización de cargas de fondo y de columna de un taladro, en donde el área de influencia es calculada usando con dos tipos de explosivos estos son de fondo y de columna.

FIGURA 3.7: Diagrama de cuerpo libre “D.C.L.” del corte A-A’



- Resolviendo el equilibrio de fuerzas se tiene:

$$\begin{aligned}\Sigma F_v &= 0 \\ -2F_1 + F_2 &= 0 \\ F_2 &= 2F_1\end{aligned}\quad (1)$$

$$dF_2 = 2dF_2 \sin \alpha + 2dF_2 \cos \alpha$$

“El diferencial de (F2) depende de la presión de detonación, el factor de carguío (Fc) del explosivo y un diferencial del área, del D.C.L.”

$$dF_2 = P_o D * F_c * dA$$

$$dF_2 = P_o D_{tal} * dA$$

“la diferencial de área (dA) está en función a la longitud de taladro y un diferencial de arco (ds) que forma el diámetro del taladro”

$$dA = L_{tal} * ds$$

“la diferencial de arco (ds) está en función al radio del explosivo (re) y un diferencial de ángulo alpha (dα)”

$$ds = r_e * d\alpha$$

Reemplazando se tiene un F2:

$$\int dF_2 = \int_0^{\pi} 2 * P_o D_{tal} * L_{tal} * r * \sin \alpha d\alpha + \int_0^{\pi} 2 * P_o D_{tal} * L_{tal} * r * \cos \alpha d\alpha$$

$$F_2 = 2 * P_o D_{tal} * L_{tal} * r \quad (2)$$

Determinando F1; la Fuerza 1, depende de la resistencia a la compresión de la roca o mineral (σ_r), R.Q.D. y el área de rotura (A).

$$F_1 = \sigma_r * RQD * A$$

$$A = e * L_{tal}$$

$$F_1 = \sigma_r * RQD * e * L_{tal} \quad (3)$$

Reemplazando ecuación (3), (2) en (1) y simplificando

$$2 \cdot P_o D_{tal} \cdot L_{tal} \cdot r = 2 \cdot \sigma_r \cdot RQD \cdot e \cdot L_{tal}$$

$$e = \frac{P_o D_{tal} \cdot r}{\sigma_r \cdot RQD}$$

$$e = \frac{P_o D_{tal} \cdot \phi}{\sigma_r \cdot RQD} \quad (4)$$

Burden para un factor de seguridad “Fs”

$$B_n = \frac{2e}{F_s} + \phi \quad (5)$$

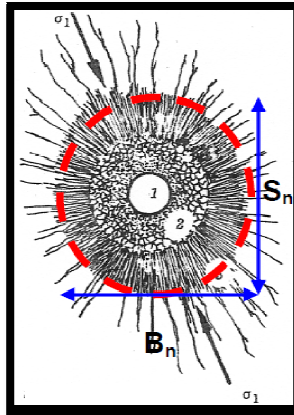
Burden nominal “Bn” (fórmula general) Reemplazando ecuación (4) en (5) y simplificando.

$$B_n = \phi \left(\frac{P_o D_{tal}}{F_s \cdot \sigma_r \cdot RQD} + 1 \right)$$

Burden Ideal “Bi”

$$B_i = B_n - D_p$$

FIGURA 3.8: Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento



FUENTE: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET" en Huancayo
2003

Donde:

B_n: Burden nominal (m)

S_n: Espaciamiento nominal (m)

Ø: Diámetro del taladro (m)

P_oD_{tal}: Presión de detonación en el taladro (Kg/cm²)

RQD: Índice de calidad de la roca

σ_r: Resistencia a la compresión de la roca o mineral, (Kg/cm²)

F_s: Factor de seguridad

3.3.3.2. Determinación de las variables independientes

3.3.3.2.1. Diámetro del taladro

El diámetro de taladro depende de la broca, que puede seleccionarse desde 0.1" a 18" según su aplicación.

En el caso de los barrenos de alivio se aconseja usar brocas de una pulgada por cada metro de avance; en el caso de la mina Bethzabeth se perfora 3 m, por lo tanto la broca deberá ser de 3 pulgadas que corresponde a 7.62 cm.

Para los cálculos se realizará con las dimensiones de la disposición de brocas existentes que es de 64 mm.

3.3.3.2.2. Presión de detonación del explosivo

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura, esta puede asumir valores desde los 30 Kbar a 202 Kbar.

El libro de Manual de Perforación y Voladura de EXSA señala la siguiente expresión matemática para establecer el valor de la presión de detonación del explosivo:

$$P_oD=0.25\times\delta\times V_oD^2$$

Donde:

δ : densidad del explosivo

V_oD : velocidad de detonación

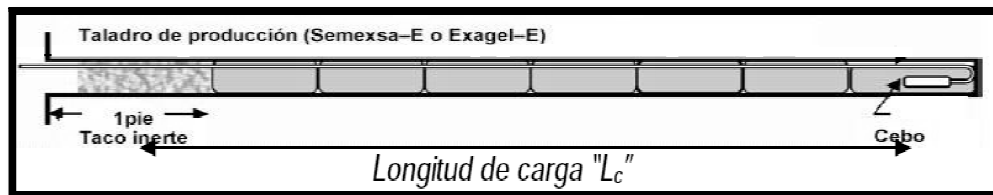
3.3.3.2.3. Factor de carguío

El factor de carguío está en función de volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro.

$$F_c = \frac{V_C}{V_{TAL}} = \frac{\pi \times \phi^2 \times L_c \times N_{cartuchos}}{\pi \times \phi^2 \times L_{tal}} = \frac{\phi^2 \times L_c \times N_{cartuchos}}{\phi^2 \times L_{tal}}$$

Donde: $F_c \leq 1$

FIGURA 3.9: Taladro Cargado



FUENTE: EXSA

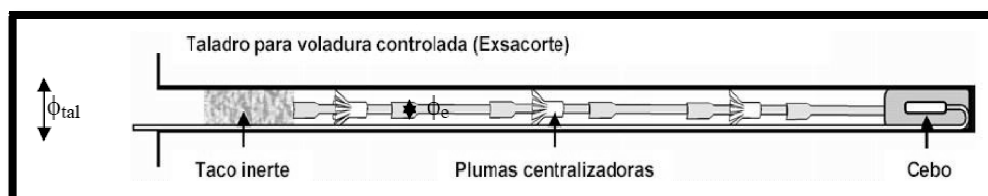
3.3.3.2.4. Acoplamiento del explosivo

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo " ϕ_e " y diámetro del taladro " ϕ_{tal} ".

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

Donde: $A_e \leq 1$

FIGURA 3.10: Taladro cargado para voladura controlada



FUENTE: EXSA

El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento.

El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca.

El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento.

Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado “efecto canal” o presión de muerte (*Dead pressing*).

3.3.3.2.5. Longitud del taladro

Este parámetro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno **L_b** y la eficiencia de perforación **E_p**.

$$L_{tal} = L_b \times E_p$$

- La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s}$$

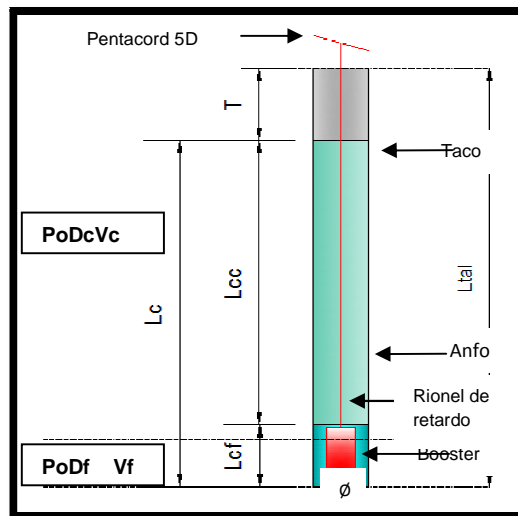
Donde:

A_s: área de la sección del frente

3.3.3.2.6. Presión de detonación del taladro

Para determinar la presión de detonación del taladro, se realizará un análisis del siguiente gráfico.

FIGURA 3.11: Representación grafica de un taladro con CF y CC



T: Taco

Ø: Diámetro de taladro

Lc: Longitud de carga

Lcc: Longitud de carga de columna

PoDcc: Presión de detonación de columna

Vcc: Volumen de carga de columna

Øcc: Diámetro de carga de columna

Øcc: Densidad de carga de columna

Acc: Acoplamiento de carga de columna

Lcf: Longitud de carga de fondo

Ltal: Longitud de taladro

PoDcf: Presión de detonación de fondo

Vcf: Volumen de carga de fondo

Øcf: Diámetro de carga de fondo

Øcf: Densidad de carga de fondo

Acc: Acoplamiento de carga de fondo

Donde:

$$L_c = L_{cf} + L_{cc}$$

Para determinar la presión de detonación en el taladro se utilizará la “Ley de Dalton o de las Presiones Parciales” de la ecuación universal de los gases y la “Ley de Boyle y Mariotte” para calcular la presiones parciales.

$$PoD_{tal} = P_{cc} + P_{cf}$$

Donde:

$$P_1 \times V_1 = P_2 \times V_2$$

$$P_{cc} \times V_{tal} = PoD_{cc} \times V_{cc}$$

$$P_{cc} = PoD_{cc} \frac{V_{cc}}{V_{tal}}$$

$$P_{cc} = PoD_{cc} \times F_{cc}$$

$$P_{cf} = PoD_{cf} \times F_{cf}$$

F_{cc}: Factor de carguío de la carga de columna

$$F_{cc} = PoD_{cc} \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ec}^2 \times Le \times N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 \times Ltal}$$

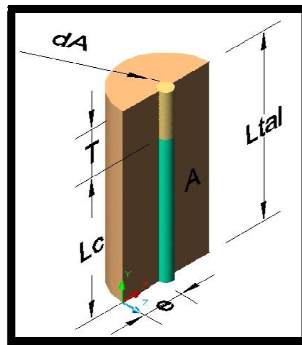
F_{cf}: Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{cf} = PoD_{cc} \frac{V_{cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ef}^2 \times Le \times N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 \times Ltal}$$

3.3.3.2.7. Determinación del taco mínimo

Para determinar el taco mínimo “Tmin”, se analiza la siguiente gráfico, donde el taco está en función al espesor “e” de rotura por efecto de la voladura y un factor de seguridad “Fs”.

FIGURA 3.12: Diagrama de cuerpo libre para determinar el taco



FUENTE: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET” en Huancayo 2003

$$T_{\min} = \frac{e}{F_s}$$

Donde:

$$e = \frac{PoDta\phi}{2\sigma_r \times RQD}$$

$$T_{\min} = \frac{PoDtal \times \phi}{2Fs \times \sigma_r \times RQD}$$

El “T_{min}” puede variar hasta que: $L_c + T_{\min} \leq L_{tal}$

3.3.3.2.8. Índice de calidad de la roca (RQD)

Se basa en la recuperación modificada de un testigo (El porcentaje de la recuperación del testigo de un sondeo).

Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de la alteración del macizo rocoso; para establecer su valor se cuenta solamente fragmentos iguales o superiores a 100 mm de longitud.

3.3.3.2.9. Resistencia a la compresión simple de la roca

Es el esfuerzo máximo que puede soportar un material bajo una carga de aplastamiento. La resistencia a la compresión de un material que falla debido al fracturamiento se puede definir en límites bastante ajustados, como una propiedad independiente.

La resistencia se calcula dividiendo la carga máxima por el área transversal original de una probeta en un ensayo de compresión.

3.3.3.2.10. Factor de seguridad

Para determinar las constantes del factor de seguridad se debe realizar pruebas de campo según su aplicación en voladura superficial y subterránea; en este caso solo nos centraremos en determinar el factor de seguridad en voladura subterránea.

- **Determinación del factor de seguridad en voladura subterránea**

Para la determinación de este factor es importante conocer los diferentes burden que se deben establecer en una malla de perforación.

FIGURA 3.13: Zonas de una voladura



FUENTE: Manual de Perforación y Voladura de Rocas, López Jimeno

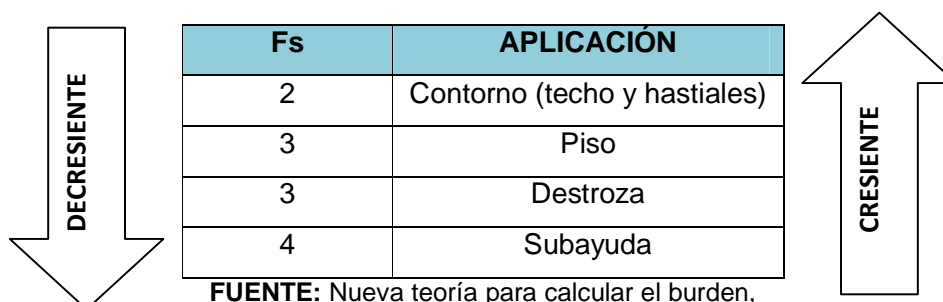
De la malla de perforación se tiene:

- Barrenos de cuele y contracule
- Burden de Subayuda
- Burden de destroza
- Burden de contorno (pertenecen los barrenos de los hastiales y techo)
- Burden de hastiales
- Burden de techo
- Burden de piso (zapatera)

Para toda malla de perforación el burden de arranque es el más crítico, porque es la base de la voladura subterránea.

Los burden de subayuda, destroza, piso y contorno se exponen en la siguiente tabla:

TABLA 3.15: Factor de seguridad



Fs	APLICACIÓN
2	Contorno (techo y hastiales)
3	Piso
3	Destroza
4	Subayuda

FUENTE: Nueva teoría para calcular el burden,
"IV CONEINGEMMET" en Huancayo 2003

3.3.3.2.11. Factores que influyen en la desviación de taladros

Las desviaciones afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación y el avance del disparo. La eficiencia de voladura está relacionada con la desviación porque a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.

Factores originados fuera del taladro:

- Error de posicionamiento del equipo
- Error en la selección y lectura de ángulos
- Error en la fijación de viga de avance

Factores relacionados durante la perforación:

- Fuerza de avance
- Rotación
- Barrido de detritus
- Percusión

Factores dentro del taladro:

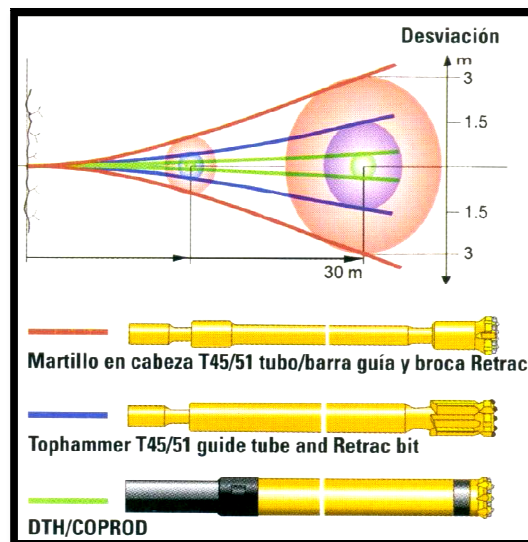
- Tipo de roca
- Tamaño de grano

- Fracturamiento
- Plegamiento

Factores relacionados con el equipo:

- Condición mecánica de la perforadora
- Regulación de la perforadora
- Selección adecuada del varillaje de perforación
- Afilado correcto y oportuno de las brocas

FIGURA 3.14: Desviación de taladros según herramientas de perforación



FUENTE: Simposioun de taladros largos; Atlas Copco 2005

En la figura 3.14 se representa como afecta el tipo de herramienta a utilizar en la desviación de perforación, donde a una profundidad de 30 m, la máxima desviación la tiene cuando se perfora con barras, y la mínima desviación se tiene cuando se perfora con D.T.H. (martillos de fondo).

Para realizar un análisis de desviaciones en la perforación se utilizara esta misma figura para calcularlas desviaciones a distintas profundidades de perforación.

- **Desviación de perforación con barra**

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con barra se interpolará la figura anterior, y se determinará la siguiente ecuación para calcular la desviación a una distinta profundidad.

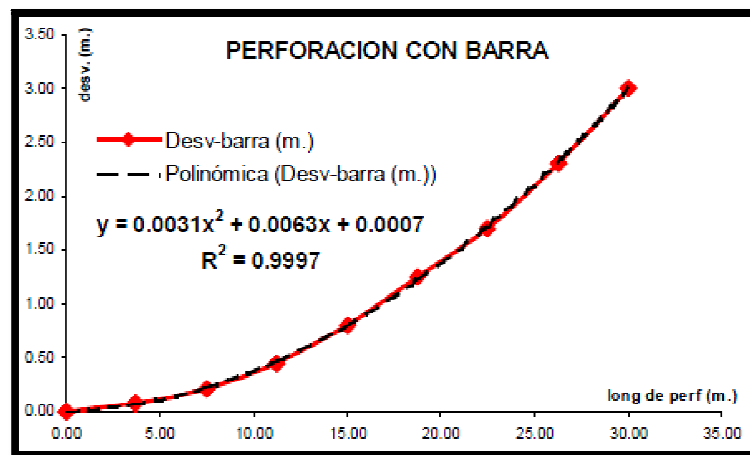
$$Desv_{barra} = 0.0031L_{perfo}^2 + 0.0063L_{perfo} + 0.0007$$

Donde:

Desv_{barra}: Desviación de perforación con barra

L_{perfo}: Longitud de perforación

FIGURA 3.15: Curva de desviación con barrenos integrales o cónicos de perforación



FUENTE: Simposioun de taladros largos; Atlas Copco 2005

- **Desviación de perforación con estabilizador**

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con estabilizador se interpolará la figura anterior, y se determinará la siguiente ecuación.

$$Desv_{estabilizador} = 0.0013L_{perfo}^2 + 0.0078L_{perfo} + 0.0014$$

Donde:

Desv_{estabilizador}: Desviación de perforación con estabilizador

L_{perf}: Longitud de perforación

FIGURA 3.16: Curva de desviación con estabilizadores de perforación



FUENTE: Simposioun de taladros largos; Atlas Copco 2005

- **Desviación de perforación con D.T.H.**

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con equipos D.T.H. se interpolará la figura anterior, y se determinará la siguiente ecuación.

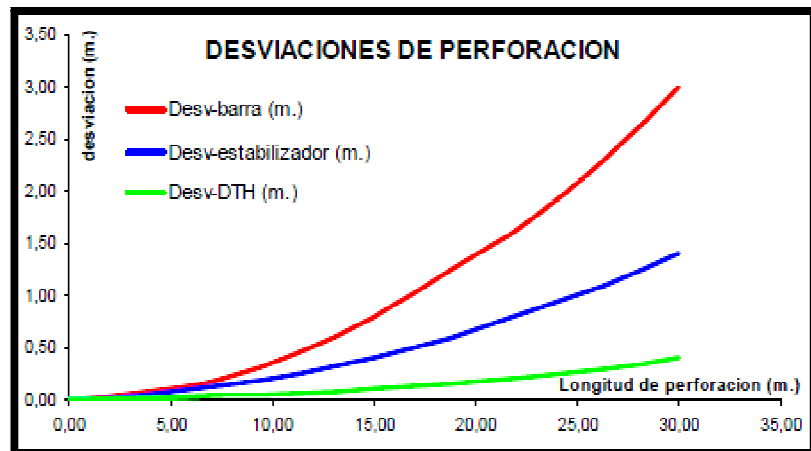
$$Desv_{DTH} = 0.0004L_{perfo}^2 + 0.0007L_{perfo} + 0.007$$

Donde:

Desv_{DTH}: Desviación de perforación con DTH

L_{perf}: Longitud de perforación

FIGURA 3.17: Curvas de desviación de perforación



FUENTE: Simposioun de taladros largos; Atlas Copco 2005

Con la figura anterior se puede concluir que al perforar con DTH se puede obtener una desviación menor en relación a la perforación con barra y estabilizador.

3.3.3.2.12. Determinación del diámetro de alivio

Para la determinación del diámetro de alivio se aplicará la fórmula expuesta en el Manual de Perforación y Voladura de EXSA.

$$\phi_{alivio} = 1" \times metro de avance$$

En este caso se tendrá:

$$\begin{aligned}\phi_{alivio} &= 1" \times 3 \\ \phi_{alivio} &= 3" = 76.2mm\end{aligned}$$

Para el diseño de la malla de perforación se utilizará un diámetro de 64 mm ya que es la que se usa actualmente en el proceso de perforación.

3.3.4. RESUMEN DE CRITERIOS PARA LA ELECCIÓN DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA

La siguiente tabla muestra un resumen de todos los criterios para la selección de la sustancia explosiva en función a las características físico – mecánicas del macizo rocoso de la mina Bethzabeth, que atraviesa la rampa.

TABLA 3.16: Criterios para la elección de la sustancia explosiva

CRITERIOS	DESCRIPCIÓN
Precio del explosivo	*Este criterio será analizado en función de las propiedades del explosivo.
Diámetro de carga	Diámetro de los barrenos de producción 45 mm
Características de la roca	Calificación de MUY BUENA en función al RQD
Volumen de roca a volar	67.5 m ³
Condiciones atmosféricas	La humedad relativa en el avance de la rampa es de 30-40% en las zonas donde se encuentra el polvorín temporal la humedad no sobrepasa el 10%. Dentro de la mina la temperatura es de 18-20 °C razón por la cual no existen problemas en el almacenamiento de explosivos y en su desempeño dentro de la atmósfera minera.
Presencia de agua	Previo a la carga de los barrenos se bombea toda la acumulación de agua generada por la perforación.
Atmósferas explosivas	No se tiene suspensión de polvo ya que el jumbo de perforación dispone de tuberías por las que fluye el agua para realizar la perforación.
Problemas de	No existen problemas ya que las comunidades

entorno	no están a una distancia próxima, por ello no perciben las vibraciones de la voladura.
Humos	*Será determinado en función a la sustancia explosiva elegida.
Problemas de suministro	*El distribuidor se elegirá tomando en cuenta que la disponibilidad de explosivos sea el adecuado para los trabajos previstos

Por las condiciones en las que se realiza el trabajo la sustancia explosiva a elegir no difiere de la que actualmente utilizan, dinamita para la carga de fondo y para la carga de columna se utilizará anfo ya que la presencia de agua es eliminada con el bombeo.

3.3.5. MÉTODO SUECO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA (RUNE GUSTAFSSON)

Para establecer la cantidad de sustancia explosiva en cada taladro que conforma la malla de perforación se tomarán las fórmulas establecidas en el libro ya mencionado.

TABLA 3.17: Carga de los barrenos de piso

CARGA DE LOS BARRENOS DE PISO		
• Concentración carga de fondo	C_{CF1} (kg/m)	$C_{CF1} = \frac{D^2}{1000}$
• Longitud de la carga de fondo	H_{f1} (m)	$h_{f1} = \frac{1}{3}H$
• Peso de la carga de fondo	Q_{f1} (kg)	$Q_{f1} = C_{CF1} \times h_{f1}$
• Zona de retacado	H_{r1} (m)	$h_{r1} = 0.2V1$
• Concentración carga de columna	C_{CC1} (kg/m)	$C_{CC1} = 0.7 \times C_{CF1}$
• Longitud de la carga de columna	h_{c1} (m)	$h_{c1} = H - (h_{f1} + h_{r1})$

• Peso de la carga de columna	Q_{c1} (kg)	$Q_{c1} = h_{c1} \times C_{cd}$
-------------------------------	---------------	---------------------------------

TABLA 3.18: Carga de los barrenos de los hastiales

CARGA DE LOS BARRENOS DE LOS HASTIALES		
• Concentración carga de fondo	C_{CF2} (kg/m)	$C_{CF2} = \frac{Q_{f2}}{h_{f2}}$
• Longitud de la carga de fondo	h_{f2} (m)	$h_{f2} = \frac{1}{6} H$
• Peso de la carga de fondo	Q_{f2} (kg)	$Q_{f2} = 0.6 \times Q_{f1}$
• Zona de retacado	h_{r2} (m)	$h_{r2} = 0.5 V_1$
• Concentración carga de columna	C_{CC2} (kg/m)	$C_{CC2} = 0.4 \times C_{CF2}$
• Longitud de la carga de columna	h_{c2} (m)	$h_{c2} = H - (h_{f2} + h_{r2})$
• Peso de la carga de columna	Q_{c2} (kg)	$Q_{c2} = h_{c2} \times C_{cc2}$

El cálculo para los barrenos de techo, destroza y los que conforman el cuele y contracuele difieren en algunos parámetros en las fórmulas ya indicadas, estas se muestran posteriormente en donde se realizan los cálculos de la sustancia explosiva.

3.3.6. SEGURIDAD MINERA

3.3.6.1. Importancia de la prevención de riesgos laborales

El no respetar las leyes establecidas es uno de los problemas difíciles en el ámbito laboral. El objetivo genérico de la Prevención de Riesgos Laborales es proteger al trabajador de los riesgos que se derivan de su trabajo; por tanto, una buena actuación implica evitar o minimizar las causas de los accidentes y de las enfermedades generadas por el trabajo. La prevención

debe fomentarse primero en los responsables de la mina y después en todos los trabajadores desde el momento inicial.

Para llevar a cabo esta planificación es necesario desarrollar un proceso que tiene varias etapas, la primera de las cuales es la evaluación inicial de los riesgos inherentes a los puestos de trabajo que existen en la mina; esta revisión de partida y su actualización periódica conducen al desarrollo de medidas de acción preventiva adecuadas a la naturaleza de los riesgos detectados, así como al control de la efectividad de dichas medidas. Todo ello debe ir acompañado de un proceso permanente de información y formación a los trabajadores para que conozcan el alcance real de los riesgos derivados de sus puestos de trabajo y la forma de evitarlos.

Se debe establecer y desarrollar en las minas sistemas de Gestión para la Previsión de Riesgos Laborales de manera que formen parte de la gestión integrada de las organizaciones, con el fin de:

- Evitar o minimizar los riesgos para los trabajadores
- Mejorar la productividad en la mina

3.3.6.2. Definición de seguridad minera

La Seguridad Minera es un área multidisciplinaria que se encarga de minimizar los riesgos en las operaciones mineras.

Para mantener un orden y organización en las labores mineras se tiene diez reglas básicas de Seguridad las que definen los principios básicos que anteceden a todas las reglas especiales que se puedan dar.

- Recibir órdenes de la persona encargada de la mina y seguir las instrucciones de seguridad.
- Reportar todas las condiciones inseguras o sub estándares.

- Mantener limpio y ordenado el lugar de trabajo.
- Usar el equipo o herramienta apropiado para cada trabajo, dentro del límite de seguridad diseñado.
- Informar todo incidente y accidente por leve que fuere.
- Reparar los equipos solamente cuando esté autorizado.
- Usar el equipo de protección personal en todo momento.
- No jugar, ni hacer bromas. Evitar distraer a los compañeros de trabajo.
- Levantar objetos con las rodillas articuladas y levantar con las piernas, conseguir ayuda para cargas pesadas.
- Cumplir con todas las reglas y avisos de seguridad y sobre todo usar el sentido común.

3.3.6.3. Equipos de protección personal (EPP)

Toda entidad minera deberá proporcionar al trabajador el equipo de protección personal que le permita realizar su trabajo en forma segura.

Los elementos de protección personal usados por los trabajadores en las labores mineras deben ser de calidad certificada por algún organismo nacional calificado para este fin, deben regirse a las Normas Internacionales ISO y Nacionales INEN para su diseño; con esto se logrará evitar defectos en el EPP, como consecuencia cumplirán la función de impedir lesiones de cualquier tipo y mantendrán la capacidad operativa de cada trabajador.

Los elementos del equipo de protección personal para proteger la integridad de los trabajadores son los siguientes:

- Casco de seguridad.
- Lentes de seguridad
- Protector de oídos
- Protector contra el polvo
- Guantes
- Lámpara unipersonal

- Botas de caucho con puntas de acero

3.3.6.3.1. Casco de seguridad

Este elemento de seguridad personal tiene por objeto proteger la cabeza contra caída de objetos, o contra los golpes de la cabeza. El casco con sus dos elementos debe usarse durante todo el tiempo que se permanece en la operación minera.

El casco está compuesto por tres elementos principales: el casco propiamente dicho, el tafilete y la carrilera.

- Casco: Está hecho de 8 capas de tela impregnada de resina fenólica, moldeados, bajo 140,61 kg/cm² (2000 psi) para brindar la protección para la cabeza; este es el que resiste a la penetración de objetos que caen o golpean.
- Tafilete (Arnés): La suspensión Staz-On asegura un espacio apropiado entre la cabeza y el casco. El tafilete, a más de servir para ajustar al tamaño y forma de la cabeza de cada persona, amortigua el impacto producido por el golpe.
- Carrilera: Es una correa de aproximadamente 1,50 cm de ancho, regulable que se sostiene en el tafilete, sirve para mantener el casco firme en la cabeza y evitar que este se caiga al recibir un golpe.

FIGURA 3.18: Casco minero



3.3.6.3.2. Lentes de seguridad

Este elemento de seguridad personal tiene por objeto proteger los ojos contra el polvo y partículas de roca que podrían producirse durante la jornada de trabajo. Estos tienen que usarse durante toda la jornada de trabajo. Los lentes deben tener proyectores laterales.

Como prevención antes de iniciar la jornada laboral los trabajadores deben asegurarse que los lentes estén limpios y en buenas condiciones.

FIGURA 3.19: Lentes de seguridad



3.3.6.3.3. Protector de oídos

Existen varios tipos de protectores de oídos, uno de ellos es el que viene montado directamente al casco y protegen adecuadamente los oídos de los trabajadores de los ruidos ambientales (perforación, detonaciones, ventiladores etc.). Se tienen también los defensores auditivos, los cuales son tapones económicos para los oídos, moldeados en un material elastomérico, especialmente suave.

Los modelos con mayor uso con los que brindan una protección de 98 db hasta 105 db.

FIGURA 3.20: Protectores de oídos



3.3.6.3.4. Guantes

Los guantes son muy importantes para la protección de los dedos y las manos contra golpes, que podrán ser ocasionados por herramientas, equipos o por caída de rocas u otros objetos. Este elemento es usado por todo el personal sin excepción.

FIGURA 3.21: Guantes



3.3.6.3.5. Protector contra el polvo

También existen muchos tipos de protectores contra el polvo. Los más usados en las actividades mineras de nuestro país son el Dustfoe 66 y el respirador con filtro aerosol.

El respirador Dustfoe 66, brinda protección respiratoria contra polvos, ácidos tóxicos y neblinas que producen fibrosis. Es una máscara pequeña, liviana con una sola correa para la nuca ajustable.

El respirador con filtro aerosol Comfo MSA, es un respirador contra polvos, neblinas, vapores, humos, partículas tóxicas, aerosoles radiactivos, o partículas finamente divididas

FIGURA 3.22: Mascarilla



3.3.6.3.6. Lámpara unipersonal

La lámpara no es propiamente un implemento de seguridad, pero sin ella sería imposible poder trabajar en el interior de la mina por la oscuridad reinante en la mina. Generalmente se utiliza lámpara eléctrica del tipo CEAG.

FIGURA 3.23: Lámpara unipersonal



3.3.6.3.7. Botas de caucho con puntas de acero

Estos implementos de seguridad protegen los pies contra objetos que caen sobre ellos, contra objetos que pueden moverse sobre sus pies y contra objetos punzo cortantes que se pueden pisar. Las botas se usan en las

minas tienen un refuerzo de acero en la punta de tal manera que protegen muy bien la parte delantera del pie.

FIGURA 3.24: Botas punta de acero



3.3.6.4. Mapa de riesgos

Toda actividad conlleva a un riesgo, ya que la actividad exenta de ello representa inmovilidad; el riesgo cero no existe.

Se define al riesgo como una probabilidad y frecuencia de existir peligro en una actividad determinada durante un período definido; este engloba cualquier instrumento informativo que, mediante informaciones descriptivas e indicadores adecuados, permita el análisis periódico de los riesgos de origen laboral de una determinada actividad.

Un mapa de riesgos es un instrumento informativo dinámico que permitirá conocer los factores de riesgo y los probables o comprobados daños en el ambiente de trabajo. (*Anexo 7: Mapa de Riesgos del Proyecto*).

3.3.6.4.1. Implementación del Mapa de Riesgos en minería subterránea

Para su implementación se debe considerar los siguientes puntos:

- Dar a conocer los conceptos básicos utilizados en el estudio de factores de riesgo en las operaciones mineras subterráneas, estudiar algunas metodologías aplicadas para elaborar el Mapa de Riesgos y

un Panorama de Factores de Riesgo; empleando estrategias preventivas para minimizar o eliminar impactos en la salud de trabajador; poniendo a disposición de una herramienta que permita identificar, controlar, dar seguimiento y representar en forma gráfica los agentes generadores de riesgo que ocasionan accidentes o enfermedades.

- Su elaboración se enmarca dentro de las disposiciones legales vigentes para la industria minera para la Prevención de Riesgos Laborales. Se tomará como base los datos históricos como inspecciones planeadas, no planeadas. reporte de incidentes, observaciones de libro de geomecánica, etc.
- Evaluada la información se procede a su análisis para obtener conclusiones, los riesgos identificados son valorados mediante la aplicación del criterio de severidad de daño, los mismos que son representados por medio de diferentes tipos de tablas y en forma gráfica indicando el nivel de exposición ya sea bajo, mediano o alto. Permite la identificación y determinación de orientaciones preventivas desde el punto de vista de riesgos ligados a instalaciones o procesos y riesgos relacionados con las condiciones de seguridad, higiene y armonía.
- La información que se recopila en los mapas debe ser sistemática y actualizable, no debiendo ser entendida como una actividad puntual, sino como una forma de recolección y análisis de datos que permitan una adecuada orientación de las actividades preventivas posteriores. Evitar en el interior de la mina la materialización de riesgos laborales como la caída de rocas, tránsito, operación de maquinaria, intoxicación por gases, ruido, etc. Los líderes empresarios, tienen responsabilidades con la seguridad y salud de los trabajadores, a fin de evitar o prevenir daños a la salud como consecuencia de la actividad laboral.

- Fomentar el desarrollo técnico en el sector minero, mediante la divulgación y promoción de las nuevas tecnologías, que se aplicarán en forma paralela a las modernas técnicas de explotación subterránea. Esta herramienta preventiva ayudará a eliminar o minimizar las causas potenciales generadoras de riesgos que causan daño a la salud, al equipo, al proceso y al medio ambiente.

TABLA 3.19: Fases en la realización de un mapa de riesgos

FASES EN LA REALIZACIÓN DE UN MAPA DE RIESGOS
<p>Fase Cognoscitiva: Conocer profundamente los factores de riesgo para programar intervenciones preventivas ajenas a la improvisación.</p> <p>Fase Analítica: Análisis de los conocimientos adquiridos en el paso anterior. En base al mismo se fijarán las prioridades de intervención y se programará la misma.</p> <p>Fase de Intervención: Aplicación sobre el terreno práctico de los planes de intervención programados.</p> <p>Fase de Evaluación: Verificación de los resultados de la intervención respecto a los objetivos programados.</p>

3.3.6.5. Los riesgos en minería

Es necesario conocer con detenimiento el ciclo productivo, los sistemas de organización del trabajo con sus peculiares características y la mayor o menor complejidad que suponga el desarrollo del mismo, la materia prima, los equipos de trabajo ya sean fijos o móviles, y el estado de salud de los trabajadores. La identificación de los riesgos se debe realizar desde una perspectiva amplia, contemplando la interacción entre estos y los trabajadores.

- La minería es una actividad de muy alto riesgo, pero también de alta rentabilidad, muchas veces los dueños y accionistas empujan a los planificadores a desarrollar Planes Mineros para maximizar la riqueza para sus accionistas, descuidando la seguridad de las personas y de los bienes físicos. Si a esto le sumamos la poca supervisión de organismos inspectores que vigilen el fiel cumplimiento de la legislación vigente, este Riesgo de hacer Planes mineros muy exigentes, que obliga a excavar el macizo rocoso más allá de los límites y criterios geotécnicos, lo hace un peligro para la vida humana.
- Si una empresa minera no tiene un plan apropiado para el laboreo subterráneo, tales como la geología estructural, mediciones de calidad de roca, ventilación, fortificación, zonas o refugios de emergencias para su personal, significa que la empresa estaría exponiendo a todo su personal a un peligro inminente a quedar atrapados al interior de la mina por cualquier evento geomecánico tales como el estallido de roca, desprendimiento de columnas de rocas, planchones, etc. Además de incendios que muchas veces suelen ser fatales.
- Una mina cuando pasa los niveles de 500 m de profundidad, sabe que el riesgo geomecánico al que se enfrenta será mucho mayor, por esto la planificación Minera enfrenta un desafío de hacer planes de desarrollo y de explotación que no solo deben otorgar riqueza a los dueños, también se debe maximizar la seguridad de los trabajadores.
- En Planificación, la apertura de la Mina, es una norma minera de seguridad, como mínimo cada yacimiento subterráneo debe contar con al menos dos accesos interior mina.
- La minería subterránea debe enfrentar muchos riesgos que ponen en peligro la vida humana entre los que se encuentran: riesgos eléctricos, ruidos, vibraciones, temperaturas extremas, gases y vapores, aerosoles ácidos, polvos, virus, bacterias, hongos, parásitos, explosiones de rocas, desprendimientos de bloques, techos altamente fallados, derrumbes, inundaciones, avalanchas, choques, colisiones,

atropellamientos, atrapamientos, incendios, altura, caída de rocas por falta de acuífamiento, gran cantidad de galerías abiertas, volcamiento, bajo nivel de oxígeno en el interior de la mina, tiros quedados en la frente, monóxido de carbono, caídas a piques etc.

3.3.6.6. Seguridad con los explosivos

Mario Núñez Báez, en su libro de Perforación y Voladura, indica que la empresa que realizará las Voladuras deberá solicitar los permisos siguientes:

- Licencia de Manejo de Explosivos (LME)
- Consumidor Habitual de Explosivos (CHE)
- Autorización de Uso de Polvorines (AUP)

Uno de los riesgos presentes en explotación de minas subterráneas, es el manejo y la manipulación de explosivos, por ello toda empresa minera deberá tener un reglamento de explosivos, el que debe considerar lo siguiente:

- Organización del transporte, almacenamiento y distribución de los explosivos detonadores y medios de iniciación y disparo, así como su conservación, en los lugares de trabajo o en sus cercanías.
- Medidas de seguridad que deben adoptarse para el almacenamiento, transporte, carguío, primado, taqueado y detonación de los barrenos, inspección posterior al tiro, ventilación y eliminación de los tiros quedados.
- Condiciones de prueba y mantención de las baterías de disparo.
- Devolución de explosivos no utilizados y eliminación de explosivos deteriorados.
- Conocimientos y requisitos mínimos que se exigirán a los manipuladores de explosivos.

3.3.6.6.1. Almacenamiento

El almacenamiento de explosivos se lo realiza en polvorines cuyas características se ajusten a las normas y reglamentos; estos deben estar contruidos en lugares alejados de construcciones, casas, edificios, carreteras, observando las distancias recomendadas en las disposiciones reglamentarias vigentes.

La clasificación de explosivos para su almacenaje es el siguiente:

TABLA 3.20: Clasificación de explosivos para su almacenaje

EXPLOSIVOS SECUNDARIOS	PRIMARIOS O INICIADORES
<ul style="list-style-type: none">- Dinamita- Cordón Detonante- Boosters- Emulsiones Hidrogel- ANFO- Nitrato de Amonio	<ul style="list-style-type: none">- Pólvora- Detonadores comunes, eléctricos, no eléctricos, retardos de superficie- Mecha de seguridad

FUENTE: Guía de seguridad en explosivos de FAMEXA

Guardar explosivos en polvorines limpios, secos, bien ventilados, razonablemente frescos, sólidamente contruidos, resistentes al fuego y con cerraduras de seguridad.

Tener especial cuidado con cajas rotas, defectuosas o que estén escurriendo algún elemento sospechoso. En caso de recibir cajas en estas condiciones, acomodarlas por separado dentro del polvorín y mandar un reporte detallado al fabricante.

Todo el personal que ingrese al polvorín deberá descargar su energía estática antes del manipuleo de los explosivos.

El polvorinero debe ser una persona estable, madura, responsable, sin adicciones de ningún tipo de vicio.

3.3.6.6.2. Transporte

Acatar y cumplir las disposiciones establecidas por los reglamentos vigentes en el país para el transporte de sustancias explosivas.

Los vehículos encargados del transporte de explosivos deberán mantenerse en perfectas condiciones mecánicas, llevándose una bitácora de mantención y un listado de verificación que el conductor estará obligado a inspeccionar antes de su utilización. Su velocidad máxima deberá ser aquella que permita al conductor mantener siempre el control del vehículo ante cualquier contingencia que se presente. Se prohíbe el transporte simultáneo de personas y explosivos en cualquier medio de transporte, excepto el personal involucrado en la tarea.

El sistema eléctrico del equipo de transporte deberá ser a prueba de chispas y su carrocería mantenerse con descarga a tierra mediante empleo de cadenas de arrastre o cualquier otro sistema aprobado.

Si transporta explosivos en carros metaleros los Detonadores deben viajar en una caja de madera construida especialmente para esto, los mismos deben viajar lejos de los explosivos secundarios (Dinamitas, Boosters, Anfo, etc.).

Si se necesitare realizarlo al mismo tiempo por dos personas, estas deberán mantener entre sí una distancia de seguridad mínima de 15 metros.

3.3.6.6.3. Preparación

No ingresar al frente inmediatamente después del disparo, antes del tiempo necesario establecido por la supervisión.

Al ingresar, siempre primero realizar el desquince y ver si hay sobras de explosivo del disparo anterior.

Regar el frente para lavar el polvo, neutralizar residuos de anfo y poder observar la existencia de tiros quedados.

Después de cada disparo se deberá examinar el área para detectar la presencia de tiros quedados. La persona que detecte tiros de este tipo,

informará inmediatamente al supervisor, procediéndose a resguardar el lugar y a eliminarlos siguiendo las instrucciones establecidas en los procedimientos de trabajo para luego detonarlos en forma controlada; en la eliminación de tiros quedados el supervisor debe estar presente durante toda la operación, empleando solamente el personal mínimo necesario, despejando previamente el área comprometida de personal y equipos no relacionados directamente con la operación.

Los tiros quedados serán eliminados en el turno en que se detecten: si por alguna razón, no es posible hacerlo, se deberá informar al supervisor del turno siguiente a fin que proceda conforme a lo establecido. Durante este tiempo, el área comprometida deberá permanecer aislada.

Con relación a ello se deberán adoptar las siguientes medidas mínimas:

- Ante la presencia de un tiro quedado, se deben suspender de inmediato los trabajos, procediendo a aislar el sector.
- La supervisión responsable deberá adoptar las medidas pertinentes para eliminar esta condición en forma inmediata.
- Iniciar la investigación pertinente para determinar las causas del problema.
- Los tiros proyectados deben ser eliminados por completo antes de la perforación.

FIGURA 3.25: Procedimientos correctos en la preparación de explosivos



3.3.6.6.4. Manipulación

Las personas que manipulen explosivos, deberán contar con licencia vigente otorgada por la autoridad fiscalizadora. Las empresas deberán capacitar específicamente al personal en el uso de los explosivos utilizados en las faenas mineras.

- Se deberá llevar a los frentes de trabajo solamente la cantidad de explosivos, detonantes y guías necesarios para el disparo y esto se deberá hacer en el momento de cargar los tiros. Cuando existan explosivos y/o accesorios sobrantes, éstos deberán ser devueltos al polvorín.
- Los explosivos deben ser llevados a los frentes de trabajo en forma de cartuchos, envases cerrados, dentro de cajas de madera, aluminio o envase original. Cada caja contendrá sólo una clase de explosivos, las que deberán ser protegidas de caídas de rocas, explosiones de tiros o de choques violentos.
- Serán destruidos aquellos explosivos que estén deteriorados o que hayan sido dañados. Se deberá llevar un registro de las causas que provocaron su deterioro.
- Los cebos para la voladura deberán hacerse inmediatamente antes de ser usados y su número no deberá ser mayor que los necesarios para dicha voladura.
- No forzar los Detonadores al introducir a la Dinamita, utilizar un punzón, apropiado de cobre, bronce o madera.
- Para fijar los detonadores a fuego o conectores sobre las guías se deberá usar, solamente, el alicate minero diseñado para este propósito.

FIGURA 3.26: Manipulación Incorrecta

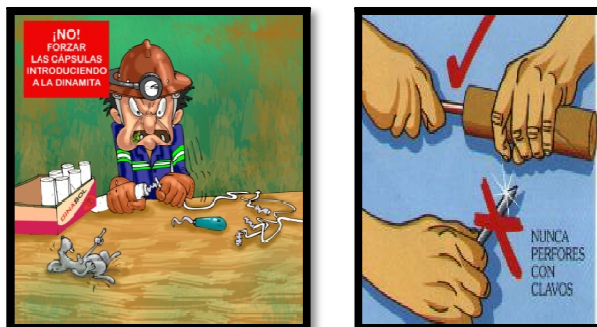


FIGURA 3.27: Manipulación Correcta de los explosivos



- Los cebos no deberán ser preparados en el interior de los polvorines: además el sitio de preparación elegido deberá estar limpio y convenientemente resguardado y señalizado.
- Todo barreno deberá ser de diámetro apropiado, de modo que los cartuchos de explosivos puedan ser insertos hasta el fondo del mismo, sin ser forzados, para no dañar el cebo.
- Las operaciones de voladura deberán efectuarse con el menor número de personas que la práctica lo permita, ninguna persona que no haya sido autorizada podrá estar presente, o cerca del área de disparo.

3.3.6.6.5. Procedimiento a ejecutarse en la perforación

- No perforar en los huecos que quedaron de los taladros del disparo anterior.
- No perforar junto a otro taladro cargado.
- Retirar a un lugar alejado todos los explosivos durante la perforación.
- Siempre terminar la perforación de todo el tope antes de cargar los taladros.
- Siempre soplar los taladros para eliminar los detritos antes de cargarlo.

3.3.6.6.6. Procedimiento a ejecutarse en el cargado

- Siempre admitir la posibilidad de peligro de electricidad estática cuando se efectúe la carga neumática y tomar todas las medidas de precaución necesarias como colocar una línea a tierra.
- Evitar que las personas dedicadas a la operación de carga, tengan expuestas partes del cuerpo sobre el taladro que esté cargándose, no debiendo colocarse en dirección al mismo.
- No empujar con excesiva fuerza los cartuchos u otros explosivos para introducirlos al taladro o para pasarlos por una obstrucción del mismo.
- No atacar con implementos metálicos de ninguna especie. Usar siempre herramientas de madera sin partes de metal.
- Nunca atacar directamente al cebo.
- No maltratar la mecha lenta, cordón detonante o tubo de choque al atacar, ni permitir que se formen en ellos nudos, ni dobleces.
- Si se dispara con guía a fuego siempre debe ser realizado por dos personas, el usuario verificará la información del fabricante sobre la velocidad de combustión de la mecha adquirida, la que deberá constatar en el envase. Se usará un largo mínimo de 65 cm de guía para encender cualquier carga o tiro.

- En caso de frentes de gran sección la guía deberá ser de tal longitud que evite que el personal tenga que usar escaleras o andamios para encenderlas.

3.3.6.6.7. Procedimiento antes y después de la voladura

- Nunca tener explosivos ni otras cosas en la mano mientras se realiza el chispeo.
- Siempre retirar todos los remanentes de explosivos y poner a buen recaudo herramientas, equipos y otros objetos.
- Después de encender el disparo, todos deberán retirarse rápidamente avisando a todos los demás.

Una vez terminado el carguío, en el sitio sólo quedan presentes el jefe de voladura y el minero, mientras los vigías son relevados por el supervisor. El primero revisa si el disparo está conectado correctamente y procede a confirmar la situación con los personas encargadas de verificar. Acto seguido procede a dar la orden de disparo.

Cuando se inicie el disparo, se considera en forma muy especial lo siguiente:

- Se re-chequea que la zona sea evacuada por todo el personal y que los equipos se encuentren a distancias seguras de posibles proyecciones de roca.
- Preparar letreros de pie con el rótulo “Voladura en curso” y al retirarnos, colocarlos bloqueando los accesos al tope disparado.
- Disparar desde lugares seguros, previamente definidos.
- Realizar el disparo de acuerdo con la autorización del jefe de voladura.
- Chequeo de la voladura.

En la etapa final de la voladura, se debe tener siempre presente:

- Regresar al área de voladura después del tiempo óptimo de ventilación y verificar algún desperfecto, o bien, algún “tiro quedado”. Se llama así a la carga que no estalló por alguna razón de operación u otro motivo. Para el retiro de estos, se aísla el sector, siguiendo el mismo procedimiento del disparo inicial, y se procede a quemar el o los tiros quedados.
- Se revisa completamente la zona tronada. En caso de constatar cualquier anomalía, se verifica y avisa a los supervisores.
- Se da aviso que la voladura se realizó sin novedades y que se pueden iniciar el retiro del material tronado.
- Si no hubiese inconveniente, se procede al desalojo del material, dada por terminada la faena.

Algunas observaciones relacionadas con el tiempo indicado para la revisión de la voladura:

- El ingreso a la zona tronada se realizará después de 60 minutos, hasta que la zona se encuentre libre de gases tóxicos que puedan afectar la salud de los trabajadores.
- Hay factores que pueden variar estos tiempos, si es subterráneo u otro inconveniente el cual será evaluado por el profesional a cargo.
- De igual forma, el radio a evacuar será determinado por el profesional responsable.

3.3.7. MAQUINARIA MINERA

3.3.7.1. Jumbo Tamrock Pantofore

Para la perforación en la rampa se utiliza el jumbo TamrockPantofore el que posee un brazo de perforación con el cual se logra un mayor rendimiento en el trabajo del que se efectúan en los distintos frentes (*Fotografía 3.19*).

Este equipo se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca; para en lo posterior con la ayuda del explosivo quebrar la roca.

El equipo de perforación del jumbo está compuesto por un martillo perforador montado sobre un brazo articulado de accionamiento hidráulico para la ejecución de los trabajos de perforación en el frente. La sarta de perforación está constituida generalmente por los siguientes elementos: culata, adaptadores de culata, barra y broca. Para la perforación se utiliza barras de 3m de longitud y brocas de 45mm de diámetro para los barrenos de producción y de 64mm para los barrenos de alivio.

TABLA 3.21: Características técnicas del jumbo Tamrock Pantofore

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL JUMBO TAMROCK PANTOFORE	
Marca	Tamrock
Modelo	Pantafore
Potencia	19 HP
Accionamiento	Hidráulico (diesel)
Dimensiones principales	
Longitud	9200 mm
Ancho	2000 mm
Alto	1500 mm
Superficie que abarca	7-25 m ²
Recorrido de trabajo	2500 mm

FOTOGRAFÍA 3.19: Jumbo Tamrock Pantofore



3.3.7.2. Jumbo Atlas Copco Boomer 282

Este jumbo de perforación cuenta con dos brazos articulados que prometen un perfecto direccionamiento en la perforación, evitando las desviaciones, con la utilización de esta maquinaria se reducirá los tiempos de operaciones (*Fotografía 3.20*). Sus características técnicas se presentan en la siguiente tabla:

TABLA 3.22: Características técnicas del jumbo Atlas Copco Boomer 282

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL JUMBO ATLAS COPCO BOOMER 282	
Serie	AVO 06A 070
Perforadoras	2 x COP 1838 ME-07
Correderas	2 x BMH 2843-2843-25 (telescopio)
Brazos	2 x BUT 28
Sistema de perforación	RCS
Peso	18000 kg
Dimensiones principales	
Longitud	11.830 mm
Anchura	1.990 mm
Altura	3.050 mm
Radio de giro	3000 – 5500 mm

FOTOGRAFÍA 3.20: Jumbo Atlas Copco Boomer 282

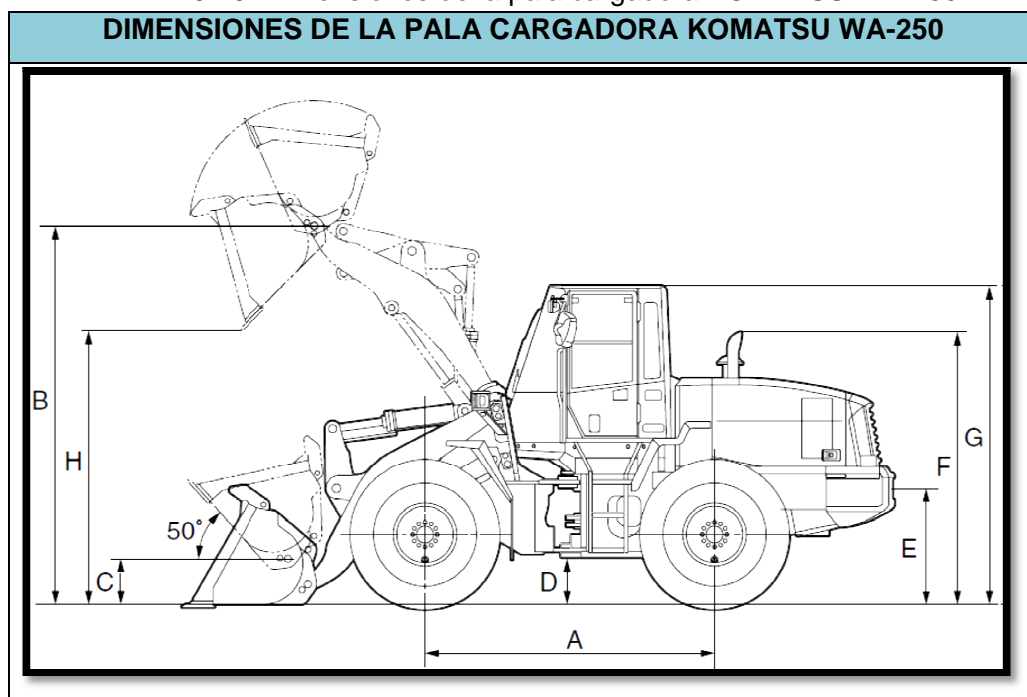


3.3.7.3. Pala Cargadora KOMATSU WA-250

Este equipo marca KOMATSU WA-250 es el encargado para el desalojo en interior mina, realizando un eficaz trabajo al optimizar el carguío en la volqueta por su capacidad (*Fotografía 3.21*).

En otras ocasiones se lo utiliza para tareas de apoyo (servicios).

TABLA 3.23: Dimensiones de la pala cargadora KOMATSU WA-250



	Pasos	1930 mm
	Ancho sobre las llantas	2375 mm
A	Distancia entre ruedas	2900 mm
B	Altura de la bisagra del cucharón a la altura máxima	3725 mm
C	Altura de la bisagra del cucharón en posición de desplazamiento	375 mm
D	Altura del suelo	395 mm
E	Altura de Guardachoques	880 mm
F	Altura hasta el escape	2665 mm
G	Altura hasta la cabina	3060 mm

TABLA 3.24: Características técnicas del jumbo Tamrock Pantofore

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA PALA CARGADORA KOMATSU WA-250	
Marca	KOMATSU
Modelo	WA-250
Motor	135Hp
Capacidad de cucharón	2.3 m ³

FOTOGRAFÍA 3.21: Pala Cargadora KOMATSU WA-250



3.3.7.4. Telehandler Lift King-630

El Telehandler, es una maquinaria importante en el proyecto, está diseñado para trabajar a grandes alturas, como carguío de taladros (barrenos de techo, destroza superiores); a esta maquinaria también se lo conoce como un montacargas telescópico o manipulador telescópico (*Fotografía 3.22*).

TABLA: Características técnicas del Telehandler Lift King-630

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL TELEHANDLER LIFT KING-630	
Marca	Lift King
Modelo	LK-630
Motor	Perkins, Turbo, 110 CV
Capacidad Nominal	2721 kg
Dimensiones principales	
Longitud	5900 mm
Ancho	2400 mm
Dimensiones de trabajo	
Altura máxima de elevación	9100 mm
Altura del tejadillo protector	2400 mm
Max. Alcance hacia delante	5000 mm

FOTOGRAFÍA 3.22: Telehunder Lift King-630



3.3.7.5. Scoops

Es un equipo LHD (Load-Haul-Dump) su concepto es de cargar-transportar y descargar. Especialmente diseñado para trabajar en minería subterránea:

- Pequeños radios de giro
- Pequeño Ancho y alto

Poseen las ventajas de gran capacidad de pala y una buena velocidad de desplazamiento.

En el proyecto se ocupan dos ejemplares de este tipo, los cuales con:

- Micro LHD WAGNER HST1-A
- LHD WAGNER ST6-C

El primero es el encargado de transportar el material de las labores de preparación hasta los stocks (sitios de acopio); mientras que el segundo que es el de mayor capacidad es el que trabaja junto con la cargadora frontal en el desalojo de la roca de caja en el avance de la rampa (*Fotografía 3.23*).

TABLA 3.26: Características técnicas del LHD Wagner ST6-C

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL LHD WAGNER ST6-C	
Marca	Wagner
Modelo	ST6-C
Tipo de motor	DEUST
Potencia	260 HP
Capacidad de carga	3.9 m ³
Dimensiones Principales	
Longitud	9490 mm
Ancho	2610 mm
Dimensiones de trabajo	
Radio de giro	6320 mm

FOTOGRAFÍA 3.23: LHD Wagner ST6-C



3.3.7.6. Volquetas Hino 700-2841

Son las encargadas de transportar la roca de caja desde el frente avance hasta la superficie para posteriormente depositar el material en la escombrera. Las volquetas HINO 700 2841, son utilizadas en el proyecto

TABLA: Características técnicas de la Volqueta Hino700-2841

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA VOLQUETA HINO700-2841	
Marca	Hino serie 700
Modelo	2841 (fs1elvd)
Dimensiones Principales	
Largo total	7625 mm
Ancho chasis	850 mm
Ancho de cabina	2490 mm
Capacidad de carga	28.3 Ton
Carga útil	12 M3 (17.43 Ton)
Peso chasis	8670 Kg
Motor	
Cilindraje	12913 cc
Potencia máxima	410 Hp a 1800 RPM
Torque máximo	1903 Nm a 1100 RPM
Norma de emisiones	Euro 3
Sistema de admisión	Turbo geometría variable - intercooler

FOTOGRAFÍA 3.24: Volquetas Hino700-2841



3.3.7.7. Bombas

Las actividades de drenaje en el avance de la rampa para evacuar toda la cantidad de agua subterránea en la perforación son de vital importancia para poder realizar las operaciones sin contratiempos, estas bombas están ubicadas en lugares estratégicos e indicados, las bombas a utilizarse son de tipo eléctricas, Grindex (*Fotografía 3.25*).

TABLA 3.28: Características técnicas de las bombas

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LAS BOMBAS	
Altura de elevación máxima	70 m
Caudal máx.	18 L/m
Conexión de descarga	4
Altura	642 mm
Ancho	280 mm
Peso	60 kg
Corriente nominal a 400 V	16 A
Salida nominal	8 kW
Consumo máx. energía	10 kW

FOTOGRAFÍA 3.25: Bombas Grindex



3.3.7.8. Ventiladores

En el proyecto se usa dos ventiladores uno que funciona como principal y el otro para la extracción.

TABLA 3.28: Características técnicas del ventilador principal

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL VENTILADOR PRINCIPAL	
Serie	1003139621-10-8
Potencia	50 HP
Ta (°C)	20
Voltaje	220/380/449
Hz	60
Rpm	3600
Presión	10,3 CH 20 TP
Vol (CFM)	20000

La siguiente tabla indica las características principales del extractor utilizado para la evacuación de aire viciado.

TABLA 3.29: Características técnicas del extractor principal

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DELETRACTOR PRINCIPAL	
Serie	1003139619-10-8
Potencia	50HP
Ta (°C)	20
Voltaje	220/380/440
Hz	60
Rpm	3600
Presión	9,0 – 8,87
Vol (CFM)	20000

FOTOGRAFÍA 3.26: Extractor Principal



3.3.7.9. Cargador Anol CC

Este equipo tiene accionamiento neumático, es utilizado para el transporte y carga del anfo granulado en los taladros, lo que genera una mayor optimización en los tiempos al reducir trabajos como el encartuchar el anfo (*Fotografía 3.27*).

El cargador Anol es de acero inoxidable, se encuentra montado sobre bastidor y ruedas, para hacer más fácil su traslado; el diámetro la tubería que utiliza para realizar su trabajo es de 1 .

TABLA 3.30: Características técnicas del cargador ANOL CC

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL CARGADOR ANOL CC	
Consumo de aire	1,2 a 2,5 m ³ /min
Máxima presión de alimentación	8 bares
Resistencia mínima de la manguera	1 K Ohm/m y máximo 30 K Ohm/m
Capacidad	185 L
Dimensiones Principales	
Altura	156 cm
Ancho superior	65 cm
Ancho inferior	5 cm

FIGURA 3.28: ANOL CC Capacidad de carga kg/min

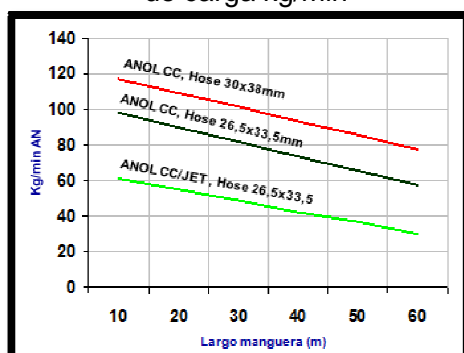
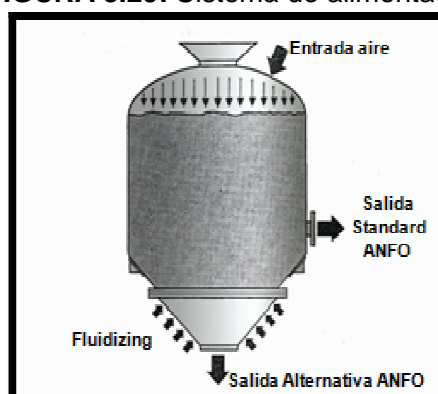


FIGURA 3.29: Sistema de alimentación



FUENTE: Atlas Copco

FOTOGRAFÍA 3.27: Cargador Anol CC



3.3.7.10. Compresor INGERSOLL RAND 900-WCU

El compresor utilizado en el proyecto es el INGERSOLL RAND 900-WCU; el aire comprimido es indispensable para los trabajos de perforación, desagüe, etc. Su función es aumentar la presión y desplazar cierto tipo de fluidos llamados compresibles, tal como lo son los gases y los vapores.

Los compresores están ubicados estratégicamente en superficie junto al portal de la rampa (*Fotografía 3.28*).

TABLA 3.31: Características técnicas del compresor INGERSOLL RAND 900-WCU

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL COMPRESOR INGERSOLL RAND 900-WCU	
Modelo	XP900WCV
Capacidad	900 CFM
Presión de Operación	125 PSI
Máxima Presión de descarga	128 PSI
Máxima Presión de modulaje	250 PSI
Potencia del motor	300 HP
Potencia del ventilador	10.5 HP
Amperios Package	270
Voltios	480
Fase/Hz	3 – 60
Control de voltaje	150

FOFOGRAFÍA 3.28: Compresor IR 900-WCU



3.3.8. RECOLECCIÓN DE DATOS

La información será extraída de fuentes bibliográficas primarias y secundarias, así como también de investigaciones y tesis publicadas sobre el tema a investigar; datos de manuales y catálogos serán de mucha ayuda.

Para la recolección de datos se diseñará un plan de muestreo in-situ, la toma de datos consiste en registrar información litológica-estructural del macizo rocoso, mediante las observaciones de campo; así también se obtendrán datos actuales que presenta la mina en los Procesos de Perforación y Voladura.

Los ensayos necesarios para el estudio deben realizarse en el laboratorio de Mecánica de Rocas, a partir de muestras de roca procedente de la mina técnicamente extraído y transportado.

3.3.9. RECOLECCIÓN DE DATOS PARA LA DETERMINACIÓN DEL RQD

Para la determinación del RQD se lo ha realizado por dos métodos, el primero es tomando como objeto de medida los testigos de los sondajes realizados y el método dos se trata de contar el número de fracturas en una línea de muestreo de un metro en el macizo rocoso.

3.3.9.1. Método N° 1: Testigos de perforación

La empresa cuenta con 11 sondeos (*Fotografía 3.30*) que cubren una longitud total de perforación de 3052.5m; para determinar el índice de calidad de la roca (RQD) se ha tomado como referencia de medida parte de los sondajes DHZ-028, DHZ-031 y DHZ-033.

FOTOGRAFÍA 3.29: Galpón con los testigos de exploración



FOTOGRAFÍA 3.30: Testigos de perforación



TABLA 3.32: Datos de los testigos de perforación analizados

CÓDIGO DEL SONDEO	METROS PERFORADOS m	COTA msnm	AZIMUT °	INCLINACIÓN °
DHZ-002	275.45	1398.8	280	-45
DHZ-004	331.15	1412	280	-45
DHZ-021	183.8	1516	300	-55
DHZ-023	241.7	1516	110	-45
DHZ-025	296.8	1524	280	-60
DHZ-028	280.05	1524	110	-52
DHZ-029	290.5	1482	280	-50
DHZ-030	352.25	1497	280	-52
DHZ-031	347.5	1510.1	320	-52
DHZ-032	213.8	1481.37	322	-45
DHA-033	239.50	1481	260	-50
TOTAL	3052.5			

- DHZ-028

1		2		3		4		5	
Desde	Hasta	Desde	Hasta	Desde	Hasta	Desde	Hasta	Desde	Hasta
87.85m	92.65m	92.65m	97.5m	97.5m	102.5m	102.5m	107.1m	107.1m	111.6m
0.25		0.43		0.53		0.16		0.55	
0.13		0.2		0.245		0.255		0.325	
0.165		0.235		0.655		0.33		0.29	
0.28		0.12		0.415		0.28		0.43	
0.17		0.17		0.56		0.11		0.14	
0.63		0.34		0.305		0.26		0.32	
0.225		0.145		0.395		0.12		0.26	
0.38		0.13		0.42		0.105		0.155	
0.65		0.35		0.35		0.155		0.48	
0.22		0.15		0.135		0.38		0.315	
0.245		0.185		0.54		0.45		0.225	
0.33		0.2				0.635		0.22	
0.22		0.545				0.34		0.31	
0.115		0.165				0.265			
0.12		0.13							
		0.24							
		0.3							
		0.115							
RQD	86.04166667	85.56701031		91		83.58695652		89.33333333	

Para el intervalo de muestreo desde 102.5m hasta 97.5m el cálculo que se efectuó es el siguiente:

$$RQD(\%) = \frac{0.53 + 0.245 + 0.655 + 0.415 + 0.56 + 0.305 + 0.395 + 0.42 + 0.35 + 0.135 + 0.54}{102.5 - 97.5} \times 100$$

$$RQD(\%) = \frac{4.55}{5} \times 100$$

$$RQD(\%) = 91$$

Al analizar 23.75m de testigos en el sondeo DHZ-033, se puede establecer un RQD medio de **87.11**.

- **DHZ-031**

1		2		3		4		5	
DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA
32.15m	36.92m	36.92m	41.52m	41.52m	46.39m	46.39m	51.21m	51.21m	56.21m
0.255		0.23		0.43		0.13		0.55	
0.13		0.135		0.235		0.175		0.43	
0.495		0.21		0.15		0.56		0.27	
0.41		0.45		0.32		0.34		0.36	
0.19		0.37		0.68		0.44		0.45	
0.18		0.47		0.565		0.135		0.64	
0.125		0.145		0.435		0.145		0.725	
0.505		0.13		0.255		0.35		0.27	
0.43		0.35		0.3		0.55		0.415	
0.26		0.15		0.42		0.12		0.33	
0.15		0.2		0.13		0.16		0.12	
0.13		0.51		0.28		0.375		0.255	
0.305		0.565		0.53		0.385			
0.315		0.13				0.21			
		0.35				0.475			
RQD	81.34171908	95.54347826		97.12525667		94.39834025		96.3	

Al analizar 27.06m de testigos en el sondeo DHZ-031, se puede establecer un RQD medio de **92.94**

- **DHZ-033**

1		2		3		4		5	
DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA	DESDE	HASTA
127.5m	132.5m	132.5m	137.28m	137.28m	142.33m	142.33m	147.01m	147.01m	151.91m
0.3		0.14		0.125		0.34		0.21	
0.455		0.345		0.345		0.305		0.545	

	0.405	0.22	0.65	0.29	0.33
	0.185	0.155	0.32	0.21	0.185
	0.525	0.17	0.4	0.17	0.41
	0.155	0.31	0.12	0.13	0.245
	0.37	0.225	0.175	0.55	0.12
	0.13	0.13	0.225	0.255	0.225
	0.4	0.35	0.19	0.305	0.315
	0.21	0.15	0.155	0.24	0.3
	0.195	0.2	0.205	0.22	0.455
	0.11	0.255	0.24	0.3	0.15
	0.17	0.19	0.26	0.195	0.335
		0.34	0.34	0.245	0.165
		0.105		0.31	0.19
		0.175			
RQD	72.2	72.38493724	74.25742574	86.85897436	85.30612245

FOTOGRAFÍA 3.31: Medición de testigos



Al analizar 24.41m de testigos en el sondeo DHZ-033, se puede establecer un RQD medio de **78.20**.

Con los tres sondajes que se han tomado como referencia de medida, se han analizado 75.22m, con los tres RQD establecidos se puede determinar un RQD más aproximado.

TABLA 3.33: Valores y promedio de RQD

CÓDIGO DEL SONDEO	RQD
DHZ-028	87.11
DHZ-031	92.94
DHZ-033	78.20
	86.08

3.3.9.2. Método N° 2: Número de fracturas por 1 m² de muestreo

Para determinar el RQD se han tomado 9 puntos de muestreo a lo largo de toda la rampa; y en cada punto se hizo la medición en 4 m².

FOTOGRAFÍA 3.32: Medición del metro cuadrado de muestreo



FOTOGRAFÍA 3.33: Número de fracturas en un metro cuadrado



TABLA 3.34: Valores y promedio de RQD

PUNTOS	COTA msnm	1m	2m	3m	4m	RQD
1	1493.535	4	3	5	4	84
	RQD	84	88	80	84	
2	1478.001	3	2	2	4	89
	RQD	88	92	92	84	
3	1450.889	3	6	4	3	84
	RQD	88	76	84	88	
4	1428.154	4	5	4	4	83
	RQD	84	80	84	84	
5	1408.046	6	4	3	5	82
	RQD	76	84	88	80	
6	1382.744	5	3	3	2	87
	RQD	80	88	88	92	
7	1369.771	6	7	5	6	76
	RQD	76	72	80	76	
8	1354.76	4	3	3	3	87
	RQD	84	88	88	88	
9	1339.207	2	4	6	3	85
	RQD	92	84	76	88	
						84.11

Para el primer metro cuadrado de muestreo del punto 1 en la cota 1493.535 el cálculo que se realizó fue el siguiente:

$$RQD = 100 - (4 \times 4)$$

$$RQD = 84$$

Realizando un promedio con los RQD en cada punto se obtiene un medio de RQD de **84.11**.

Si realizamos una media con los RQD establecidos por los dos métodos obtenemos un RQD aproximado al que ya tienen calculado en los registros geotécnicos del macizo rocoso de la mina Bethzabeth.

RQD Establecido	RQD Determinado
89	85.10

Ya que los dos valores están dentro del mismo rango se puede establecer la calidad de la roca como **BUENA**.

Este valor es determinado para utilizarlo en el cálculo de la malla de perforación.

3.3.10. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE INFORMACIÓN

Los datos obtenidos en el estudio realizado, serán sometidos a una comparación en costos y tiempos en operación con los datos que se obtuvieron de los procesos que se realizan en la mina, la determinación de datos finales se lo realizará en EXCEL.

La elaboración de mapas topográficos se lo realizará en AUTOCAD, así como también los nuevos diseños de las mallas de perforación propuestas.

Para la determinación de las propiedades físico – mecánicas del macizo rocoso se realizarán en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Escuela Politécnica Nacional.

Para la prestación de los resultados se utilizarán tablas, cuadros, planos y la evidencia fotográfica.

3.3.11. DISEÑO DE LA NUEVA SECCIÓN DE LA RAMPA

Con una nueva sección de la rampa se quiere lograr mayor estabilidad; a pesar de que la calidad de la roca fue calificada como buena, hay que tomar en cuenta que a medida de que aumenta la profundidad en los trabajos las

características físico mecánicas de la roca pueden variar y la presión rocosa puede tender a aumentar. La magnitud de la presión de las rocas depende, también del método de franqueo y de su velocidad de avance y forma de la rampa. Cuando se franquea con voladuras y la velocidad de avance es pequeña, la presión de las rocas *crece*; en los métodos, que se excluye el sacudimiento de las rocas de los costados (empleo de máquinas combinadas de franqueo o arranque hidráulico) y el franqueo se efectúa a altas velocidades de avance, la presión de las rocas *decrece* (Dr. Humberto Sosa, Tecnología Del Franqueo y Mantenimiento De Galerías 1978).

El objetivo de esta investigación es diseñar una malla de perforación efectiva disminuyendo tiempos en la perforación por ello el avance en la rampa tendrá una velocidad considerable disminuyendo la posibilidad de que la presión rocosa crezca.

3.3.11.1. Dimensiones de la sección

Un empleo seguro de las galerías con un mínimo de gastos en reparaciones se logra dándole la forma más estable.

El techo de las galerías cuando tienen forma abovedada, las tensiones de tracción son controladas por lo que este tipo de galerías son estables y en rocas sólidas y sin fisuramiento que es el caso del macizo rocoso de la mina Bethzabeth; estas galerías sin fortificaciones pueden conservarse decenas de años (Dr. Humberto Sosa, Tecnología Del Franqueo y Mantenimiento De Galerías 1978).

Las dimensiones de una galería por lo regular se determina en base a las condiciones de que ella permita instalar el transporte u otro tipo de maquinaria que, presenta seguridad para el movimiento de las personas y tenga buena ventilación.

Para la selección de la forma de la sección será considerado el servicio que va a dar, tipo de galería y transporte a desplazarse en ella.

TABLA 3.35: Datos de la galería

Servicio	Galería de transporte
Tipo de galería	Principal
Forma	Abovedada
Medios de transporte de mineral	Auto transporte (volquetas, scoups)

FIGURA 3.30: Parámetros para una galería abovedada

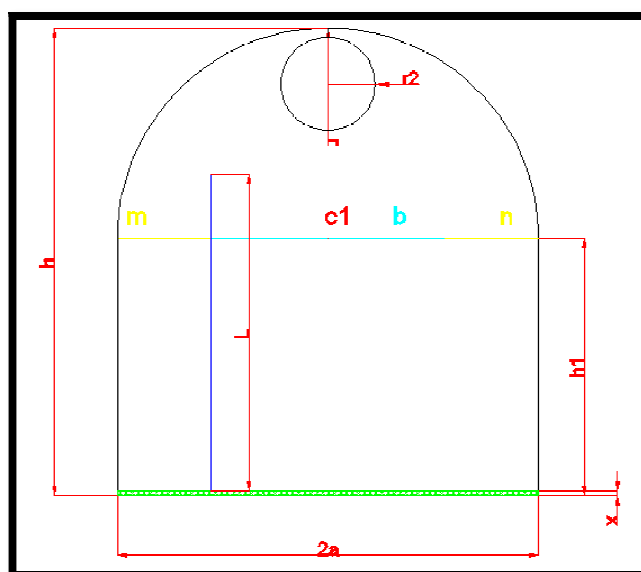


TABLA 3.36: Descripción de los parámetro de una galería abovedada

PARÁMETRO	DESCRIPCIÓN
h	Altura de la galería
h1	Altura a la cual empieza la bóveda
2a	Ancho de la galería
x	Espesor del lastre
m,n	Distancias de seguridad
b	Ancho que ocupa el automotor
c1	Centro de radio
r	Radio de la bóveda
r2	Radio de la manga de ventilación
L	Altura del automotor

3.3.11.1.1. Instalaciones de agua

Actualmente por la boca mina ingresa una tubería de 2" de diámetro para el abastecimiento de agua; cuando hay escases se realiza un proceso de recirculación de agua previamente se haya realizado un sedimentación junto con un tratamiento para evitar el daño en la maquinaria.

Para el desagüe no se utiliza ninguna tubería ya que se lo realiza internamente hacia la quebrada.

3.3.11.1.2. Instalaciones de aire comprimido

El ingreso de aire comprimido se lo realiza con una manguera de 4" hasta el stock 7, posteriormente la tubería se reduce a un diámetro de 2" (*Fotografía 3.34*) por lo que se tomará esta medida para el diseño de la sección ya que en la actualidad se encuentra con un avance más adelante del stock 8.

La provisión de aire hacia las maquinas perforadoras se utiliza una manguera de 1" de 250 PSI, esta manguera no tiene un lugar establecido de permanencia ya que la perforación en un proceso dinámico que requiere cambios de posición a medida que se realiza el avance en las labores.

FOTOGRAFÍA 3.34: Instalaciones de agua y aire comprimido



3.3.11.1.3. Instalaciones de Energía

No existe alumbrado al interior de la rampa, ya que todas las máquinas están dotadas de luces, por lo cual no es necesario un sistema de tendido eléctrico interno mina.

Únicamente para las luminarias del jumbo y funcionamiento de ventiladores se extiende una línea eléctrica que lo abastece desde el generador diesel por medio de una tubería de 1" de diámetro (*Fotografía 3.35*), pero esto no se da a lo largo de todo la rampa, en algunos puntos específicos únicamente se usa cable revestido con lo que se evita cualquier posibilidad de electrocución.

FOTOGRAFÍA 3.35: Instalaciones de Energía dentro de la mina



3.3.11.1.4. Dimensiones de la maquinaria

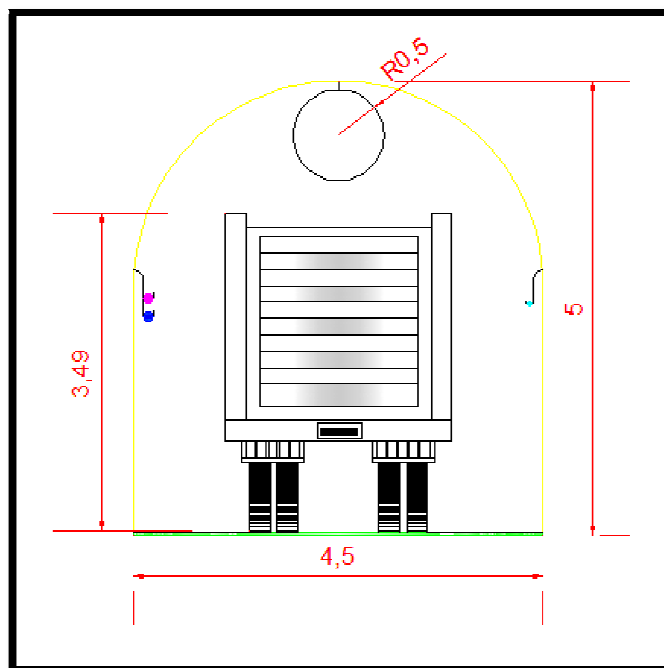
Se puede definir a la rampa como la galería que conecta el desarrollo subterráneo con la superficie, por esto es una vía de acceso principal por la que ingresa toda la maquinaria, en este capítulo solo se hará referencia a las dimensiones máximas de la maquinaria más grande y de mayor volumen para que la nueva sección de la rampa ofrezca un perfecto desplazamiento sin ningún inconveniente.

TABLA 3.37: Dimensiones máximas de la maquinaria

MÁQUINA	ALTURA MÁXIMA (m)	ANCHO MÁXIMO (m)
Volqueta HINO 700	3.48	2.49
Cargadora Frontal KOMATSU WA-250	3.40	2.70
Telehunder Lift King	2.40	2.40
Jumbo Tamrock Quaar 1FDP	2.65	2.00
*Jumbo Atlas Copco Boomer 282	3.05	1.99

*Jumbo que se recomienda posteriormente.

FIGIRA 3.31: Representación de la maquinaria dentro de la sección



Analizando las dimensiones indicadas anteriormente tomaremos como referencia las de mayor valor, este el caso de la volqueta HINO y la cargadora frontal KOMATSU, dimensiones que se tomarán en cuenta para el diseño de la sección de la rampa.

FOTOGRAFÍA 3.36: Dimensiones máximas de la volqueta HINO



*Las dimensiones estan en unidades de mm.

FOTOGRAFÍA 3.37: Dimensiones máximas de la pala cargadora frontal KOMATSU



*Las dimensiones del cucharon (parte mas ancha de la caragdora) están en unidades de mm.

3.3.11.2. Diseño de la nueva sección de la rampa

FIGURA 3.32: Dimensiones de la nueva sección de la rampa

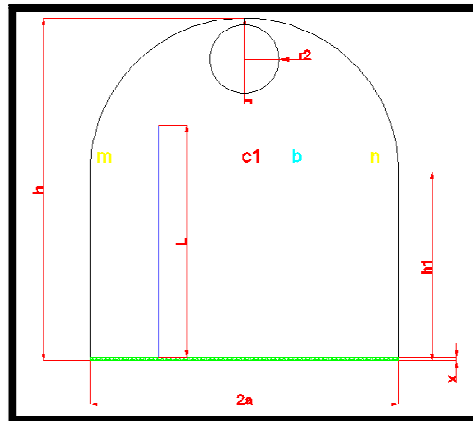


TABLA 3.38: Dimensiones de los parámetros de la galería

PARÁMETRO	MAGNITUD m
H	5
h1	2.75
2a	4.5
X	0.035
m,n	1.01
B	2.49
L	3.50
R	2.25
r2	0.50

3.3.11.3. Cálculo de las secciones de la galería

Para determinar las diferentes secciones se utiliza los datos obtenidos en los incisos anteriores.

3.3.11.3.1. Sección luz

$$S_{luz} = (2a \times h_1) + \frac{\pi r^2}{2}$$
$$S_{luz} = (4.5 \times 2.75) + \frac{\pi(2.25)^2}{2}$$
$$S_{luz} = 20.32 m^2$$

3.3.11.3.2. Sección óptima

Para la determinación de la sección óptima se toma en cuenta las dimensiones de la fortificación a usar. El macizo rocoso en el proyecto es competente, razón por la cual no se necesita de fortificación, por esto la sección óptima será igual a la sección luz.

$$S_{opt} = S_{luz}$$
$$S_{opt} = 20.32 m^2$$

3.3.11.3.3. Sección de explosión

$$S_{exp} = 1.05 S_{opt}$$
$$S_{exp} = 1.05(20.32)$$
$$S_{exp} = 21.34 m^2$$

3.3.12. CÁLCULO DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA

Para el cálculo de la sustancia explosiva se tomará como teoría los cálculos expuestos en el Libro titulado: Técnica Sueca de Voladuras de Rune Gustafsson; indicado anteriormente. Un resumen de todos los cálculos que

se realizan a continuación se los puede encontrar en el Anexo 8. (*Anexo 8: Resumen de los resultados de los cálculos de la cantidad de sustancia explosiva*)

Se calculará la cantidad e sustancia explosiva para 1 m³ de roca y 1 m de barreno, para esto se utilizarán los datos de la siguiente tabla:

TABLA 3.39: Recopilación de datos

DATO	DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDADES
f	Coeficiente de dureza	10.20	---
f'	Coeficiente de consistencia de la roca	1.3 - 2.0	---
e	Capacidad de trabajo del explosivo	1	---
δ	Densidad de la sustancia explosiva	1.45	g/cm ³
a	Coeficiente de llenura del barreno	75	%
k	Coeficiente de retacado	1 - 2	---
d	Diámetro del barreno	45	mm

3.3.12.1. Cálculo del coeficiente que toma en cuenta la sección de la rampa a volarse (V)

$$V = \frac{6.5}{\sqrt{Sópt}}$$

$$V = \frac{6.5}{\sqrt{20.32}}$$

$$V = 1.442$$

3.3.12.2. Cálculo de la cantidad de carga para volar 1 m³ de roca (q₁)

$$q_1 = 0.1f$$

$$q_1 = 0.1(10.20)$$

$$q_1 = 1.02$$

3.3.12.3. Cálculo de la superficie de la sección del barreno (w)

$$w = \left(\frac{d}{2}\right)^2 \times \pi$$

$$w = \left(\frac{45}{2}\right)^2 \times \pi$$

$$w = 1590.43 \text{ mm}^2 = 15.90 \text{ cm}^2$$

3.3.12.4. Cálculo de sustancia explosiva para 1 m³ de roca (q)

$$q = q_1 \times f^j \times V \times e$$

$$q = 1.02 \times 1.3 \times 1.442 \times 1$$

$$q = 1.91 \text{ kgSE} / \text{m}^3 \text{ roca}$$

3.3.12.5. Cálculo de sustancia explosiva para 1m de barreno (j)

$$j = \delta \times w \times a \times k \times 100$$

$$j = 1.45 \times 15.90 \times 0.75 \times 1 \times 100$$

$$j = 1729.125 \text{ gSE} = 1.729 \text{ kgSE}$$

3.3.12.6. Cantidad de carga de los barrenos de piso

C_{CF1}: Concentración carga de fondo (kg/m)

Donde:

d:Diámetro del barreno

$$C_{CF1} = \frac{d^2}{1000} = \frac{45^2}{1000}$$

$$C_{CF1} = 2.025 = 2.03 \text{ kg/m}$$

h_{f1} : Longitud de la carga de fondo (m)

Donde:

H: Profundidad del barreno

$$h_{f1} = \frac{1}{3} H = \frac{1}{3} 3$$

$$h_{f1} = 1 \text{ m}$$

Q_{f1} : Peso de la carga de fondo (kg)

$$Q_{f1} = C_{CF1} \times h_{f1} = 2.03 \times 1$$

$$Q_{f1} = 2.03 \text{ kg}$$

h_{r1} : Zona de retacado (m)

Para establecer $V1$ se toma los valores expuestos en la siguiente tabla:

TABLA 3.40: Valores de espaciamiento y piedra en función al diámetro de perforación

DIÁMETRO BARRENOS mm	PIEDRA m	ESPACIAMIENTO m
31	0.9	0.95
32	0.9	1
33	0.6	0.7
37	1	1.1

38	1	1.1
45	1.15	1.25
48	1.2	1.3
51	1.25	1.35

FUENTE: Técnica Sueca de Voladuras de RuneGustafsson

$$h_{r1} = 0.2V1 = 0.2 \times 1.15$$

$$h_{r1} = 0.23 = 0.2m$$

C_{CC1}: Concentración carga de columna (kg/m)

$$C_{CC1} = 0.7 \times C_{CF1} = 0.7 \times 2.03$$

$$C_{CC1} = 1.421 = 1.4kg / m$$

h_{c1}: Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{c1} = H - (h_{f1} + h_{r1}) = 3 - (1 + 0.2)$$

$$h_{c1} = 1.8m$$

Q_{c1}: Peso de la carga de columna (kg)

$$Q_{C1} = h_{c1} \times C_{cc1} = 1.8 \times 1.4$$

$$Q_{C1} = 2.52 = 2.5kg$$

Q_{t1}: Carga de los barrenos del piso (kg/barreno)

$$Q_{t1} = Q_{C1} + Q_{f1} = 2.52 + 2.03$$

$$Q_{t1} = 4.55kg / barreno$$

TABLA 3.41: Cantidad de carga para los barrenos del piso

CARGA DE LOS BARRENOS DEL PISO		
Concentración carga de fondo	C_{F1} (kg/m)	2.03
Longitud de la carga de fondo	h_{f1} (m)	1
Peso de la carga de fondo	Q_{f1} (kg)	2.03
Zona de retacado	h_{r1} (m)	0.2
Concentración carga de columna	C_{CC1} (kg/m)	1.4
Longitud de la carga de columna	h_{c1} (m)	1.8
Peso de la carga de columna	Q_{c1} (kg)	2.5
Carga de los barrenos del piso	Q_{t1} (kg/barreno)	4.55
Número total de cartuchos por orificio	cart.*orif.	5

3.3.12.7. Cantidad de carga de los barrenos de los hastiales

h_{f2} : Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{f2} = \frac{1}{6}H = \frac{1}{6}3$$

$$h_{f1} = 0.5m$$

Q_{f2} : Peso de la carga de fondo (kg)

$$Q_{f2} = 0.6 \times Q_{f1} = 0.6 \times 2.03$$

$$Q_{f2} = 1.22 = 1.2kg$$

C_{CF2} : Concentración carga de fondo (kg/m)

$$C_{CF2} = \frac{Q_{f2}}{h_{f2}} = \frac{1.2}{0.5}$$

$$C_{CF2} = 2.4kg/m$$

hr₂: Zona de retacado (m)

Para establecer V2 se toma los valores expuestos en la tabla 3.40.

$$h_{r2} = 0.5V2 = 0.5 \times 1$$

$$h_{r2} = 0.5m$$

C_{cc2}: Carga de columna (kg/m)

$$C_{cc2} = 0.4 \times C_{cf2} = 0.4 \times 2.4$$

$$C_{cc2} = 0.96 = 1kg / cm$$

h_{c2}: Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{c2} = H - (h_{f2} + h_{r2}) = 3 - (0.5 + 0.5)$$

$$h_{c2} = 2m$$

Q_{c2}: Peso de la carga de columna (kg)

$$Q_{c2} = h_{c2} \times C_{cc2} = 2 \times 1$$

$$Q_{c2} = 2kg$$

Q_{t2}: Carga de los barrenos de los hastiales (kg/barreno)

$$Q_{t2} = Q_{c2} + Q_{f2} = 2 + 1.2$$

$$Q_{t2} = 3.2kg / barreno$$

TABLA 3.42: Cantidad de carga para los barrenos de los hastiales

CARGA DE LOS BARRENOS DE LOS HASTIALES		
Concentración carga de fondo	C _{CF2} (kg/m)	2.4

Longitud de la carga de fondo	h_{f2} (m)	0.5
Peso de la carga de fondo	Q_{f2} (kg)	1.2
Zona de retacado	h_{r2} (m)	0.5
Concentración carga de columna	C_{CC2} (kg/m)	1.0
Longitud de la carga de columna	h_{c2} (m)	2.0
Peso de la carga de columna	Q_{c2} (kg)	2.0
Carga de los barrenos de los hastiales	Q_{t2} (kg/barreno)	3.2
Número total de cartuchos por orificio	cart.*orif.	2.5

3.3.12.8. Cantidad de carga de los barrenos de techo

h_{f3} : Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{f3} = \frac{1}{6} H = \frac{1}{6} 3$$

$$h_{f3} = 0.5m$$

C_{CF3} : Concentración carga de fondo (kg/m)

Para establecer C_{CF3} se toma los valores expuestos en la siguiente tabla:

TABLA 3.43: Valores de carga de fondo en función al diámetro y longitud de perforación

DIÁMETRO BARRENOS mm	PROFUNDIDAD DEL BARRENO m	CARGA DE FONDO Kg/m
31	3.2	0.95
37	3.2	1.36
45	3.2	2.03
48	3.2	2.3
51	3.2	2.6

FUENTE: Técnica Sueca de Voladuras de RuneGustafsson

$$C_{CF3} = 2.03 \text{ kg} / m$$

hr₃: Zona de retacado (m)

Para establecer V3 se toma los valores expuestos en la tabla 3.40.

$$h_{r3} = 0.5V3 = 0.5 \times 1$$

$$h_{r3} = 0.5m$$

Q_{f3}: Peso de la carga de fondo (kg)

$$Q_{f3} = C_{CF3} \times h_{f3} = 2.03 \times 0.5$$

$$Q_{f3} = 1.02 = 1kg$$

C_{CC3}: Concentración carga de columna (kg/m)

$$C_{CC3} = 0.3 \times C_{CF3} = 0.3 \times 2.03$$

$$C_{CC3} = 0.609 = 0.6kg / m$$

h_{c3}: Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{c3} = H - (h_{f3} + h_{r3}) = 3 - (0.5 + 0.5)$$

$$h_{c3} = 2m$$

Q_{c3}: Peso de la carga de columna (kg)

$$Q_{c3} = h_{c3} \times C_{cc3} = 2 \times 0.6$$

$$Q_{c3} = 1.2kg$$

Q_{t3}: Carga de los barrenos del techo (kg/barreno)

$$Q_{t3} = Q_{c3} + Q_{f3} = 1.2 + 1.02$$

$$Q_{t3} = 1.22 = 1.2 \text{ kg / barreno}$$

TABLA 3.44: Cantidad de carga para los barrenos del techo

CARGA DE LOS BARRENOS DEL TECHO		
Concentración carga de fondo	C _{CF3} (kg/m)	2.0
Longitud de la carga de fondo	hf ₃ (m)	0.5
Peso de la carga de fondo	Q _{f3} (kg)	1.0
Zona de retacado	hr ₃ (m)	0.5
Concentración carga de columna	C _{CC3} (kg/m)	0.6
Longitud de la carga de columna	h _{c3} (m)	2.0
Peso de la carga de columna	Q _{c3} (kg)	1.2
Carga de los barrenos de los hastiales	Q _{t3} (kg/barreno)	1.2
Número total de cartuchos por orificio	cart.*orif.	2.5

3.3.12.9. Cantidad de carga de los barrenos de destroza**hr₄: Zona de retacado (m)**

Para establecer V_4 se utiliza la siguiente fórmula:

$$V_4 = \frac{H - 0.4}{2} = \frac{3 - 0.4}{2}$$

$$V_4 = 1.3 \text{ m}$$

$$h_{r4} = 0.5V_4 = 0.5 \times 1.3$$

$$h_{r4} = 0.65 \text{ m}$$

h_{f4} : Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{f4} = \frac{1}{3} H = \frac{1}{3} 3$$
$$h_{f4} = 1m$$

C_{CF4} : Concentración carga de fondo (kg/m)

Para establecer C_{CF4} se toma los valores expuestos en la tabla 3.43.

$$C_{CF4} = 2.03 \text{ kg} / m$$

Q_{f4} : Peso de la carga de fondo (kg)

$$Q_{f4} = C_{CF4} \times h_{f4} = 2.03 \times 1$$
$$Q_{f4} = 2.03 = 2kg$$

C_{CC4} : Concentración carga de columna (kg/m)

$$C_{CC4} = 0.5 \times C_{CF4} = 0.5 \times 2.03$$
$$C_{CC4} = 1.02 = 1kg / m$$

h_{c4} : Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{c4} = H - (h_{f4} + h_{r4}) = 3 - (1 + 0.65)$$
$$h_{c4} = 1.35m$$

Q_{c4} : Peso de la carga de columna (kg)

$$Q_{c4} = h_{c4} \times C_{cc4} = 1.35 \times 1.02$$
$$Q_{c4} = 1.37 = 1.4kg$$

Q_{t4}: Carga de los barrenos de destroza (kg/barreno)

$$Q_{t4} = Q_{c4} + Q_{f4} = 1.37 + 2.03$$

$$Q_{t4} = 3.4 \text{ kg / barreno}$$

TABLA 3.45: Cantidad de carga para los barrenos de destroza

CARGA DE LOS BARRENOS DE DESTROZA		
Concentración carga de fondo	C _{CF4} (kg/m)	2.0
Longitud de la carga de fondo	hf ₄ (m)	1.0
Peso de la carga de fondo	Q _{f4} (kg)	2.0
Zona de retacado	hr ₄ (m)	0.65
Concentración carga de columna	C _{CC4} (kg/m)	1.0
Longitud de la carga de columna	hc ₄ (m)	1.35
Peso de la carga de columna	Q _{c4} (kg)	1.4
Carga de los barrenos de los hastiales	Q _{t4} (kg/barreno)	3.4
Número total de cartuchos por orificio	cart.*orif.	5

3.3.12.10. Cantidad de carga de los barrenos del contra cuele

Para el posterior cálculo, primero estableceremos el tipo de cuele que se va a usar en la perforación.

Para guía inicial del diagrama de perforación en el diseño de la malla de la rampa se ha tomado el cuele que actualmente se usa; es un corte quemado en rombo; el cuele utilizado en el diseño consta de 4 barrenos de alivio los que servirán como una superficie libre para el desfogue, para la perforación de estos se usa un escareador de un diámetro de 64 mm.

Los taladros serán perforados paralelamente y el Jumbo es el equipo adecuado porque cuentan con un brazo articulado en forma de pantógrafo que facilita el alineamiento y da precisión en la ubicación de los taladros en el frente de voladura.

El cuele se perforará a 1.7m de altura desde el piso del avance, para el cálculo de este se ha tomado un esquema geométrico de arranque, en el que se obtienen las siguientes dimensiones:

- Establecemos **X** que es la distancia desde el extremo del barreno central hasta el extremo del próximo que será el barreno de alivio.

$$X1 = 0.7D$$

$$X1 = 0.7 \times 45$$

$$X1 = 31.5mm$$

- La distancia **L** es la longitud desde los centros del barreno de producción y el barreno de alivio.

$$L1 = X1 + \frac{D}{2} + \frac{D_E}{2}$$

$$L1 = 31.5 + \frac{45}{2} + \frac{64}{2}$$

$$L1 = 85mm$$

- En el cálculo de **B** se introduce $\cos 45^\circ$ ya que el esquema geométrico se trata de cuadrados y rombos inscritos, esta es la distancia entre los centros de los barrenos de alivio.

$$B1 = \frac{L1}{\cos 45^\circ}$$

$$B1 = \frac{85}{\cos 45^\circ}$$

$$B1 = 120.20mm$$

Para el cálculo de los siguientes cuadros se sigue el mismo procedimiento únicamente cambiando el valor de B; en la siguiente figura se muestra el cuele quemado.

FIGURA 3.33: Esquema del cuele

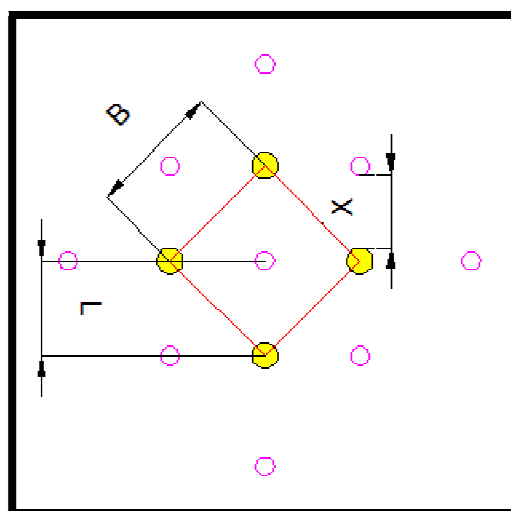


TABLA 3.46: Dimensiones del diseño del cuele y contracuele

CUELE QUEMADO	
Primer cuadrado	
X1 (mm)	32
L1 (mm)	86
B1 (mm)	122
Segundo cuadrado	
X2 (mm)	85
L2 (mm)	169
B2 (mm)	240
Tercer cuadrado	
X3 (mm)	170
L3 (mm)	311
B3 (mm)	440
Cuarto cuadrado	
X4 (mm)	308
L4 (mm)	550
B4 (mm)	778

Para el cálculo de la cantidad de sustancia explosiva en el contracuele, se partirá desde el segundo cuadro; ya que el primero está conformado por los barrenos de alivio.

Segundo cuadro

La cantidad de carga de los barrenos, se la puede tomar de las tablas que el autor Rune Gustafsson hace mención en su libro titulado Técnica Sueca de Voladuras.

Q_{f5} : Peso de la carga de fondo (kg)

Según la bibliografía, la carga de fondo para estos barrenos es de:

$$Q_{f5} = 0.45k$$

h_{f5} : Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{f5} = \frac{L_{\text{exp}}}{100} \times N$$

Donde:

L_{exp} : Longitud del explosivo

N : Número de cartuchos

$$N = \frac{Q_{f5}}{P_{\text{exp}}} = \frac{0.45}{0.152}$$

$$N = 2.96 = 3 \text{ cartuchos}$$

$$h_{f5} = \frac{20.3}{100} \times 3$$

$$h_{f5} = 0.609 = 0.6m$$

h_{r5} : Zona de retacado (m)

Se toma la longitud más pequeña posible.

$$h_{r5} = 0.1m$$

C_{CF5} : Concentración carga de fondo (kg/m)

$$C_{CC5} = \frac{Q_{cf5}}{h_{f5}}$$

$$C_{CC5} = \frac{0.45}{0.6} = 0.75kg / m$$

h_{c5} : Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{C5} = H - (h_{f5} + h_{r5}) = 3 - (0.6 + 0.1)$$

$$h_{C5} = 2.3m$$

C_{CC5} : Concentración carga de columna (kg/m)

$$C_{CC5} = 0.54kg / m$$

Q_{c5} : Peso de la carga de columna (kg)

$$Q_{C5} = C_{CC5} \times h_{C5}$$

$$Q_{C5} = 0.54 \times 2.3 = 1.24kg$$

Q_{t5}: Carga de los barrenos del segundo cuadro (kg/barreno)

$$Q_{t5} = Q_{c5} + Q_{f5} = 1.24 + 0.45$$

$$Q_{t5} = 1.69 = 1.7 \text{ kg / barreno}$$

TABLA 3.47: Cantidad de carga para los barrenos del contracuele- Segundo cuadro

CARGA DE LOS BARRENOS DEL CONTRACUELE SEGUNDO CUADRO		
Concentración carga de fondo	C _{CF5} (kg/m)	0.75
Longitud de la carga de fondo	h _{f5} (m)	0.6
Peso de la carga de fondo	Q _{f5} (kg)	0.4
Zona de retacado	h _{r5} (m)	0.1
Concentración carga de columna	C _{CC5} (kg/m)	0.54
Longitud de la carga de columna	h _{c5} (m)	2.3
Peso de la carga de columna	Q _{c5} (kg)	1.24
Carga de los barrenos de los hastiales	Q _{t5} (kg/barreno)	1.7
Número total de cartuchos por orificio	cart.*orif.	3

Para la carga en el tercer cuadro se toman los valores calculados para el segundo cuadro; para el cuarto cuadrado que son los barrenos de subayuda la carga difiere y los cálculos son los siguientes:

Cuarto cuadro

Q_{f6}: Peso de la carga de fondo (kg)

Según la bibliografía, la carga de fondo para estos barrenos es de:

$$Q_{f6} = 0.55 \text{ kg}$$

h_{f6} : Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{f6} = \frac{L_{\text{exp}}}{100} \times N$$

Donde:

L_{exp} : Longitud del explosivo

N : Número de cartuchos

$$N = \frac{Q_{f6}}{P_{\text{exp}}} = \frac{0.55}{0.152}$$

$$N = 3.62 = 4 \text{ cartuchos}$$

$$h_{f6} = \frac{20.3}{100} \times 4$$

$$h_{f6} = 0.81 = 0.8m$$

h_{r6} : Zona de retacado (m)

Se toma la longitud más pequeña posible.

$$h_{r6} = 0.1m$$

C_{CF6} : Concentración carga de fondo (kg/m)

$$C_{CC6} = \frac{Q_{cf6}}{h_{f6}}$$

$$C_{CC6} = \frac{0.55}{0.8} = 0.69 = 0.7 \text{ kg / m}$$

h_{c6} : Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{c6} = H - (h_{f6} + h_{r6}) = 3 - (0.8 + 0.1)$$

$$h_{c6} = 2.1m$$

C_{CC6}: Concentración carga de columna (kg/m)

$$C_{CC6} = 0.43 kg/m$$

Q_{c6}: Peso de la carga de columna (kg)

Según la bibliografía, la carga de fondo para estos barrenos es de:

$$Q_{C6} = C_{CC6} \times h_{C6}$$

$$Q_{C6} = 0.43 \times 2.1 = 0.9kg$$

Q_{t6}: Carga de los barrenos del cuarto cuadro (kg/barreno)

$$Q_{t6} = Q_{C6} + Q_{f6} = 0.9 + 0.55$$

$$Q_{t6} = 1.45 = 1.5kg / barreno$$

TABLA 3.48: Cantidad de carga para los barrenos del subayuda- Cuarto cuadro

CARGA DE LOS BARRENOS DEL CONTRACUELE CUARTO CUADRO		
Concentración carga de fondo	C _{CF6} (kg/m)	0.7
Longitud de la carga de fondo	h _{f6} (m)	0.8
Peso de la carga de fondo	Q _{f6} (kg)	0.55
Zona de retacado	h _{r6} (m)	0.1
Concentración carga de columna	C _{CC6} (kg/m)	0.43
Longitud de la carga de columna	h _{c6} (m)	2.1
Peso de la carga de columna	Q _{c6} (kg)	0.9
Carga de los barrenos de los hastiales	Q _{t6} (kg/barreno)	1.5
Número total de cartuchos por orificio	cart.*orif.	4

3.3.13. CÁLCULO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA

3.3.13.1. Aplicación del diseño de mallas de perforación y voladura subterránea

Para el diseño de mallas de perforación y voladura, se utiliza el modelo matemático para calcular el burden, la perforación se realizó con equipo Jumbo Tamrock Pantofore.

3.3.13.2. Aplicación en el avance de la rampa

En la ejecución de perforación en la rampa se utilizó el jumbo antes mencionado de funcionamiento neumático hidráulico de 1 brazo, la voladura se realizó con rioneles de periodo corto que serán usados para una sección de 4.5 m x 5.0 m y un avance máximo de 2.85 m por disparo.

Los datos de campo usados son:

TABLA 3.49: Datos de campo utilizados en los cálculos

DATOS	
Diámetro de broca	45 mm
Longitud de barra	3 m
Eficiencia de perforación	92 %
Eficiencia de voladura	95%
Tipo de roca	Brecha andesítica
R.Q.D	89%
Resistencia de la roca	1020.24 kg/cm ²
Densidad de roca	2.63 g/cm ³

Para los siguientes cálculos se utilizaron las características de los explosivos de MAXAM.

- Explosivos: Riodin de 1" x 8", utilizado como carga de fondo.
- Explosivos: Anfo, utilizado como carga de columna para todos los taladros.
- Rioneles de 4,2 m de longitud.
- Cordón detonante para realizar los amarres con los rioneles y fulminante.
- Mecha lenta 1.5 m de longitud
- Fulminante No. 8

3.3.13.3. Aplicación del modelo matemático

Se procede a calcular los resultados teóricos para diseñar la malla de perforación, como paso inicial se calcula el burden de los barrenos de destroza ya que la piedra y espaciamiento del cuele ya fueron calculados anteriormente; en la siguiente tabla se muestra los datos de campo y resultados para el diseño.

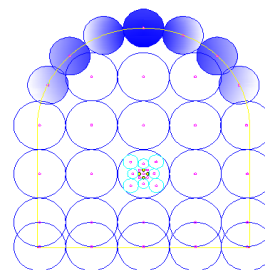
3.3.13.3.1. Barrenos del techo

Datos	
Ancho de la labor	4.5 m
Alto de la labor	5 m
Distancia a una zona crítica	100 m
Datos de campo:	
PARÁMETRO DE PERFORACIÓN	
Diámetro del taladro	45 mm
Diámetro de Alivio	64 mm
Longitud del barren	3 m
Eficiencia de perforación	92.00 %
Eficiencia de voladura	95.00 %
Tipo de barren	barrena

Parámetros del explosivo	
Carga de fondo	
Tipo	Riodin
Densidad del explosivo CF	1.45 g/cm ³
Presión de detonación CF	117.77625 Kbar
Diámetro del explosivo CF	25.4 mm
Longitud del explosivo CF	203.2 mm
No. De cartuchos/taladro CF	2.5
% de acoplamiento	56.44 %
% de acoplamiento mínimo	57.44 %

Carga de columna	
Tipo	Anfo
Densidad del explosivo CC	0.8 g/cm ³
Presión de detonación CC	10.58 Kbar
Diámetro del explosivo CC	44 mm
Longitud del explosivo CC	2000 mm
No. De cartuchos/taladro CC	1
% de acoplamiento	97.78 %
% de acoplamiento mínimo	99.78 %

Parámetros de la roca	
Tipo	Brecha andesítica
Densidad de la roca	2.63 g/cm ³
Resistencia a la compresion	1020.24 kg/cm ²
RQD	89 %
Factor de seguridad	2



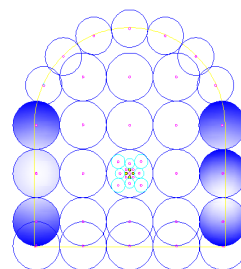
Resultados	
No. de taladros con carga	7
Presión de detonación del taladro	25.71 kbar
Longitud del taladro	2.85 m
Longitud de carga	2.5 m
Avance por pega	2.85 m
Taco mínimo	0.32 m
Peso del explosivo/taladro	2.2 kg
Desviación del taladro	0.054 m

Burden	Bn (m)	Bi (m)	Si (m)
TECHO	0.90	0.84	0.84

3.3.13.3.2. Barrenos de los hastiales

Datos	
Ancho de la labor	4.5 m
Alto de la labor	5 m
Distancia a una zona crítica	100 m
Datos de campo:	
PARÁMETRO DE PERFORACIÓN	
Diámetro del taladro	45 mm
Diámetro de Alivio	64 mm
Longitud del barren	3 m
Eficiencia de perforación	92.00 %
Eficiencia de voladura	95.00 %
Tipo de barren	Barrena
Ángulo de perforación	5°

Parámetros de explosivo	
Carga de fondo	
Tipo	Riodin
Densidad del explosivo CF	1.45 g/cm ³
Presión de detonación CF	113.68 Kbar
Diámetro del explosivo CF	25.4 mm
Longitud del explosivo CF	203.2 mm
No. De cartuchos/taladro CF	2.5
% de acoplamiento	56.44 %
% de acoplamiento mínimo	57.44 %
Carga de columna	
Tipo	Anfo
Densidad del explosivo CC	0.8 g/cm ³
Presión de detonación CC	10.58 Kbar
Diámetro del explosivo CC	44 mm
Longitud del explosivo CC	2000 mm
No. De cartuchos/taladro CC	1
% de acoplamiento	97.78 %
% de acoplamiento mínimo	99.78 %
Parámetro de la roca	
Tipo	Brecha andesítica
Densidad de la roca	2.63 g/cm ³
Resistencia a la compresión	1020.24 kg/cm ²
RQD	89 %
Factor de seguridad	2



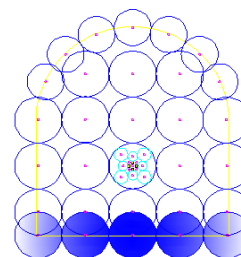
Resultados	
No. de taladros con carga	6
Presión de detonación del taladro	41.36 kbar
Longitud del taladro	2.85 m
Longitud de carga	2.5 m
Avance por pega	2.85 m
Taco mínimo	0.51 m
Peso del explosivo/taladro	3.2 kg
Desviación del taladro	0.059 m

Burden	Bn (m)	Bi (m)	Si (m)
HASTIALES	1.15	1.09	1.09

3.3.13.3.3. Barrenos del piso

Datos	
Ancho de la labor	4.5 m
Alto de la labor	5 m
Distancia a una zona crítica	100 m
Datos de campo:	
PARÁMETRO DE PERFORACIÓN	
Diámetro del taladro	45 mm
Diámetro de Alivio	64 mm
Longitud del barren	3 m
Eficiencia de perforación	92.00 %
Eficiencia de voladura	95.00 %
Tipo de barren	barrena
Ángulo de perforación	14% de inclinación

Parámetros de explosivo	
Carga de fondo	
Tipo	Riodin
Densidad del explosivo CF	1.45 g/cm ³
Presión de detonación CF	117.77625 Kbar
Diámetro del explosivo CF	25.4 mm
Longitud del explosivo CF	203.2 mm
No. De cartuchos/taladro CF	5
% de acoplamiento	56.44 %
% de acoplamiento mínimo	57.44 %
Carga de columna	
Tipo	Anfo
Densidad del explosivo CC	0.8 g/cm ³
Presión de detonación CC	10.58 Kbar
Diámetro del explosivo CC	44 mm
Longitud del explosivo CC	1800 mm
No. De cartuchos/taladro CC	1
% de acoplamiento	97.78 %
% de acoplamiento mínimo	99.78 %
Parámetro de la roca	
Tipo	Brecha andesítica
Densidad de la roca	2.63 g/cm ³
Resistencia a la compresión	1020.24 kg/cm ²
RQD	89 %
Factor de seguridad	3



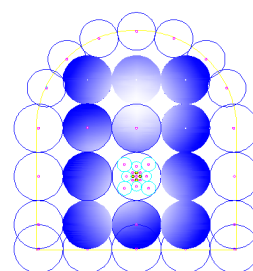
Resultados	
No. de taladros con carga	5
Presión de detonación del taladro	77.12 kbar
Longitud del taladro	2.85 m
Longitud de carga	2.8 m
Avance por pega	2.85 m
Taco mínimo	0.32 m
Peso del explosivo/taladro	4.53 kg
Desviación del taladro	0.054 m

Burden	Bn (m)	Bi (m)	Si (m)
PISO	1.16	1.10	1.10

3.3.13.3.4. Barrenos de destroza

Datos	
Ancho de la labor	4.5 m
Alto de la labor	5 m
Distancia a una zona crítica	100 m
Datos de campo:	
PARÁMETRO DE PERFORACIÓN	
Diámetro del taladro	45 mm
Diámetro de Alivio	64 mm
Longitud del barren	3 m
Eficiencia de perforación	92.00 %
Eficiencia de voladura	95.00 %
Tipo de barren	barrena

Parámetros de explosivo	
Carga de fondo	
Tipo	Riodin
Densidad del explosivo CF	1.45 g/cm ³
Presión de detonación CF	117.77625 Kbar
Diámetro del explosivo CF	25.4 mm
Longitud del explosivo CF	203.2 mm
No. De cartuchos/taladro CF	5
% de acoplamiento	56.44 %
% de acoplamiento mínimo	57.44 %
Carga de columna	
Tipo	Anfo
Densidad del explosivo CC	0.8 g/cm ³
Presión de detonación CC	10.58 Kbar
Diámetro del explosivo CC	44 mm
Longitud del explosivo CC	1350 mm
No. De cartuchos/taladro CC	1
% de acoplamiento	97.78 %
% de acoplamiento mínimo	99.78 %
Parámetro de la roca	
Tipo	Brecha andesítica
Densidad de la roca	2.63 g/cm ³
Resistencia a la compresión	1020.24 kg/cm ²
RQD	89 %
Factor de seguridad	3



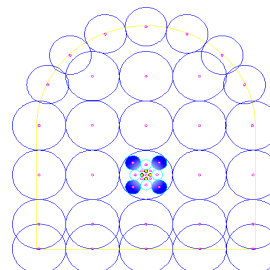
Resultados	
No. de taladros con carga	11
Presión de detonación del taladro	57.84 kbar
Longitud del taladro	2.85 m
Longitud de carga	2.35 m
Avance por pega	2.85 m
Taco mínimo	0.29 m
Peso del explosivo/taladro	3.4 kg
Desviación del taladro	0.056 m

Burden	Bn (m)	Bi (m)	Si (m)
DESTROZA	1.10	1.04	1.04

3.3.13.3.5. Barrenos del subayuda

Datos	
Ancho de la labor	4.5 m
Alto de la labor	5 m
Distancia a una zona crítica	100 m
Datos de campo:	
PARÁMETRO DE PERFORACIÓN	
Diámetro del taladro	45 mm
Diámetro de Alivio	64 mm
Longitud del barren	3 m
Eficiencia de perforación	92.00 %
Eficiencia de voladura	95.00 %
Tipo de barren	barrena

Parámetros de explosive	
Carga de fondo	
Tipo	Riodin
Densidad del explosivo CF	1.45 g/cm ³
Presión de detonación CF	117.77625 Kbar
Diámetro del explosivo CF	25.4 mm
Longitud del explosivo CF	203.2 mm
No. De cartuchos/taladro CF	4
% de acoplamiento	56.44 %
% de acoplamiento minimo	57.44 %
Carga de columna	
Tipo	Anfo
Densidad del explosivo CC	0.8 g/cm ³
Presión de detonación CC	10.58 Kbar
Diámetro del explosivo CC	44 mm
Longitud del explosivo CC	2100 mm
No. De cartuchos/taladro CC	1
% de acoplamiento	97.78 %
% de acoplamiento minimo	99.78 %
Parámetro de la roca	
Tipo	Brecha andesítica
Densidad de la roca	2.63 g/cm ³
Resistencia a la compression	1020.24 kg/cm ²
RQD	89 %
Factor de seguridad	4



Resultados	
No. de taladros con carga	4
Presión de detonación del taladro	71.98 kbar
Longitud del taladro	2.85 m
Longitud de carga	2.9 m
Avance por pega	2.85 m
Taco mínimo	0.45 m
Peso del explosivo/taladro	1.45 kg
Desviación del taladro	0.056 m

Burden	Bn (m)	Bi (m)	Si (m)
SUBAYUDA	0.89	0.83	0.83

Un resumen de los burden, factor de seguridad y número de taladros para cada clase de barrenos lo encontramos en la siguiente tabla:

TABLA 3.50: Resumen de magnitud de burden, factor de seguridad y numero de barrenos

BARRENO	BURDEN	FACTOR DE SEGURIDAD	NÚMERO DE BARRENOS
TECHO	0.84	2	7
HASTIALES	1.09	2	6
PISO	1.1	3	5
DESTROZA	1.04	3	11
SUBAYUDA	0.83	4	4
*CUELE		Barrenos de producción	5
		Barrenos de alivio	4
*CONTRACUELE			4
TOTAL			46

*Los burden del cuele y contracuele se lo calculo previamente en la elección del cuele a utilizar en la voladura.

Con los cálculos ya realizados el número total de taladros a perforar es de 46 para volar una sección de 22.5 m².

Empíricamente se toma una fórmula para establecer el número adecuado de barrenos para la perforación de una sección, utilizando la siguiente expresión matemática:

$$N^o = 10 \times \sqrt{2a \times H}$$

$$N^o = 10 \times \sqrt{4.5 \times 5}$$

$$N^o = 47.4 = 47 \text{ taladros}$$

Donde:

2a: Luz de la galería

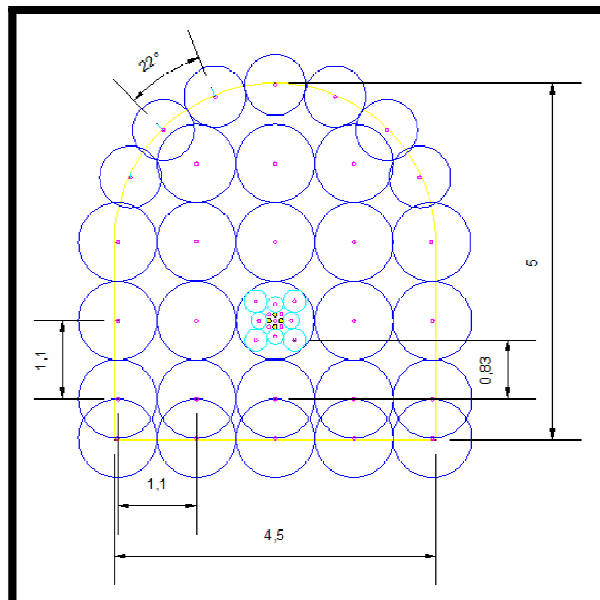
H: Altura de la galería

La cantidad de taladros establecidos se acerca al número de taladros determinados empíricamente.

Con el diseño de áreas de influencia se determina la malla de perforación y se rotula las distancias de burden y espaciamiento.

La malla de perforación se encuentra en el anexo 9 junto con diagrama de voladura. (*Anexo 9: Malla de perforación propuesta y diagrama de voladura propuesto.*)

FIGURA 3.34: Dimensiones de los burden en la malla de perforación



El burden del techo se lo encuentra aplicando la fórmula para obtener la longitud de un arco:

$$La = \frac{\alpha \pi r}{180}$$

Donde:

α : ángulo que contiene el arco

r : radio de la bóveda

$$La = \frac{22 \times \pi \times 2.25}{180} = 0.85m$$

$$La = 0.85m = \textit{BurdenCalculated}$$

FIGURA 3.35: Diagrama de perforación

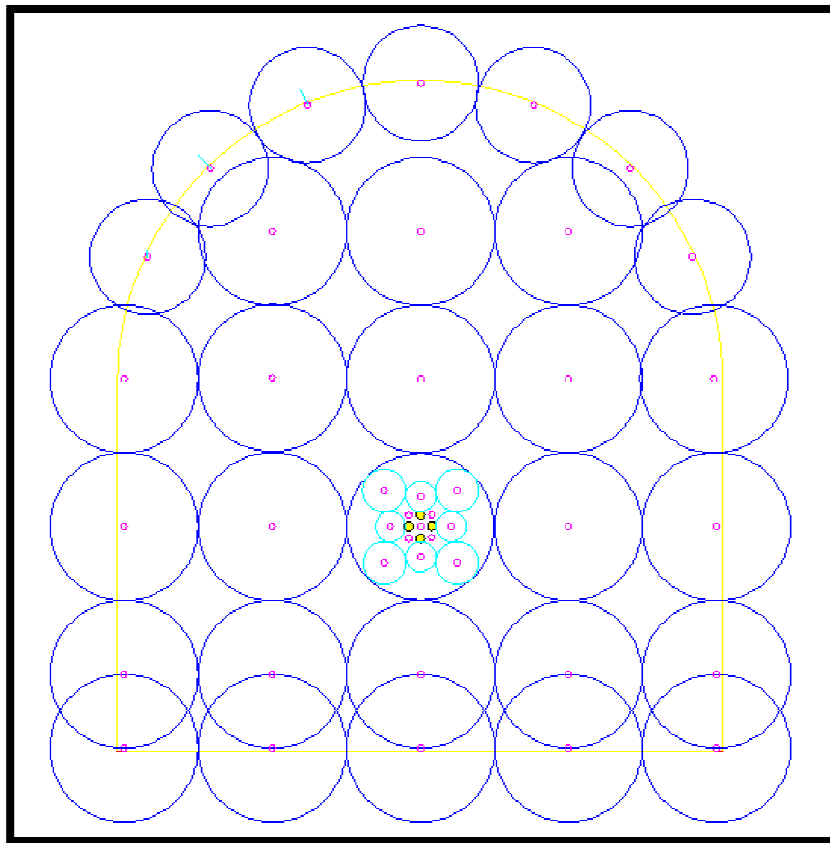
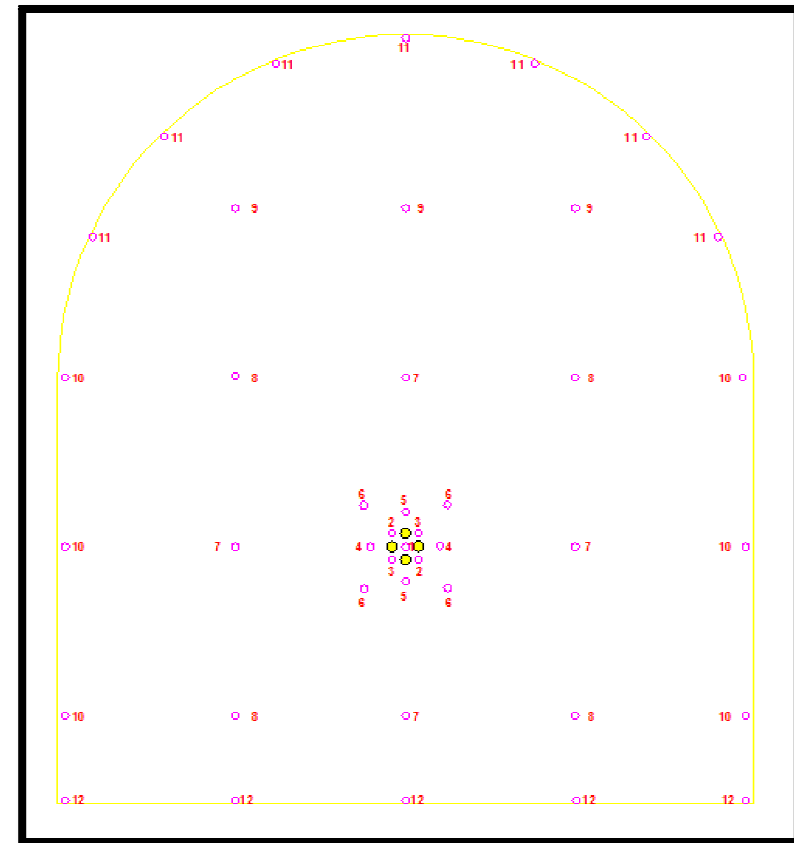


FIGURA 3.36: Diagrama de voladura



3.3.14. COMPARACIÓN DEL BURDEN CON EL USO DE DIFERENTES EXPLOSIVOS

Los datos de los explosivos necesarios para el del burden, son los siguientes:

TABLA 3.51: Magnitudes de las características de los explosivos

	CARACTERÍSTICAS			
	Dimensiones de la dinamita (diámetro x longitud)	Velocidad de detonación (dinamita)	Densidad de la dinamita	Velocidad de detonación (anfo)
	plg	m/s	g/cm ³	m/s
MAXAM	1" x 8"	5700	1.45	2300
FAMESA	1" x 8"	5400	1.14	3100
EXPLOCEN	1" x 7"	3554	1.05	2250

Al realizar los cálculos de los burden con los parámetros de los diferentes explosivos se obtuvieron los siguientes resultados:

TABLA 3.52: Dimensión del burden con diferentes explosivos

	MAXAM	FAMESA	EXPLOCEN
BARRENO	BURDEN m		
Techo	0.84	1.10	0.24
Hastiales	1.09	1.31	0.29
Piso	1.10	1.35	0.36
Destroza	1.04	1.23	0.25
Subayuda	0.83	1.08	0.22

Recordando la fórmula que se aplicó para el cálculo del burden es la siguiente:

$$B_n = \phi \left(\frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

En donde las variables que son estables para los tres casos de explosivos son:

- Diámetro del barreno
- Resistencia a la compresión simple
- RQD
- Factor de seguridad (está en dependencia del barreno)

Después de realizar los cálculos se puede concluir que la velocidad de detonación del anfo como de la dinamita (variable que difiere en los tres casos) factor de gran importancia para el cálculo del burden; con este dato se establece la presión de detonación de la carga de fondo y la de columna que posteriormente junto con el factor de carguío se determinará la presión de detonación del taladro.

El burden de los taladros cambian en función de la velocidad de detonación; cuanto mayor es la velocidad de detonación el burden aumenta.

En el caso de EXPLOCEN en la que las velocidades de detonación son menores, su burden calculado es el de menor longitud.

Para MAXAM y FAMESA los burden son casi similares pero el de este último es mayor porque la velocidad de detonación es bastante superior a la del anfo de MAXAM.

La ejecución de la malla propuesta se realizó con todo lo que actualmente utilizan; los tiempos en la operación fueron los siguientes:

TABLA 3.53: Tiempos de perforación con la malla propuesta

PERFORACIÓN		
PERFORACIÓN BARRENOS DE PRODUCCIÓN (45mm)	N°	tiempo/barreno (min)
	t1	3.35
	t2	3.30
	t3	3.26
	t4	3.29
	t5	3.37
	Promedio	3.314
	Total (42 barrenos)	141.13
PERFORACIÓN BARRENOS DE ALIVIO (64mm)	t1	6.13
	t2	6.05
	t3	6.17
	t4	5.58
	Promedio	5.98
	TOTAL (4 barrenos)	24.33

TABLA 3.54: Tiempo total en el proceso de perforación y voladura con la malla propuesta

TIEMPO TOTAL EN EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON LA MALLA PROPUESTA	
ACTIVIDAD	TIEMPO (min)
Replanteo en el frente del esquema de tiro	20
Armar el equipo	14.50
Perforación	165.46
Limpieza de barrenos	10.45
Cargado de explosivo	33.15
Retacado	11.29
Amarrado	10.00
TOTAL	4.42h

El tiempo total de perforación es de aproximadamente cinco horas, menor al tiempo que actualmente ocupan en la perforación de los 62 taladros.

El tamaño aproximado de los bloques en la voladura anterior es de 20- 30 cm, al revisar el resultado de la voladura se evidenció el incremento en los bloques de 27 – 40 cm, pero no se los puede definir como bloques de tamaño no condicionado ya que la pala cargadora frontal KOMATSU continuo con su trabajo de carguío normalmente, es decir desalojo en el tiempo programado sin alterar el periodo del ciclo minero.

El consumo de explosivos junto con el gasto total de dinamita, anfo y accesorios de coladura se detallan en la siguiente tabla:

TABLA 3.54: Costo total de explosivos con la malla propuesta

PRECIO TOTAL DE EXLOSIVOS EN UNA VOLADURA			
DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD	TOTAL \$
Dinamita	155.5	unidad	114.29
Rionel	42	unidad	177.66
Anfo	7.278	costal	236.39
Cordón detonante 5g	15	metros	4.296
Mecha lenta	1.5	metros	0.336
Fulminante	1	unidad	0.2464
TOTAL			533.21

A este costo se le suma el valor del material que se utilizó para el retacado, este procedimiento es de vital importancia ya que ayuda a conservar la carga explosiva más encerrada y apretada evitando el escape de los gases para lograr mejores resultados en la explosión de la carga.

El material que se utilizó es arcilloso, este se los puede encontrar en los taludes de ingreso a las instalaciones de la mina, con esto se evita el costo de compra y solo se tomará en cuenta la elaboración de los cartuchos de arcilla (*Fotografía 3.38*).

FOTOGRAFÍA 3.38: Talud de arcilla



En la siguiente tabla se muestra la cantidad de arcilla y el número de cartuchos necesarios para la voladura, la dimensión de estos será de 4 cm de diámetro y 25 cm de largo.

TABLA 3.55: Detalle de la cantidad de material para el retacado

RETACADO						
BARRENOS		Nº barrenos	hr m	Volumen m³	Cantidad necesaria kg	Número de cartuchos (unidad)
Techo		7	0.5	0.00318	8.745	10.12
Hastiales		6	0.5	0.00318	8.745	10.12
Piso		5	0.2	0.001272	3.498	4.05
Destroza		11	0.65	0.004134	11.3685	13.16
Subayuda		4	0.1	0.000636	1.749	2.02
Cuele	Barrenos de producción	5	0.1	0.000636	1.749	2.02
	Barrenos de alivio	4	0.1	0.000636	1.749	2.02
Contracuele		4	0.1	0.000636	1.749	2.02
			TOTAL		39.35	45.55

El número total de tacos será de 46; la persona que realiza estos tacos de arcilla se la considera entre el personal que interviene en el carguío de la

sustancia explosiva únicamente se suma el valor del papel en el que se envuelve la arcilla, que para mejor maniobra se usó periódico; es decir para el retacado se suma un valor equivalente a 4 dólares.

3.3.15. ESQUEMA COMPARATIVO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN UTILIZADA CON LA PROPUESTA OPTIMIZADA

A continuación en la tabla se muestra las diferencias entre las dos mallas de perforación, verificando que los resultados obtenidos generaron una optimización en los procesos de perforación y voladura.

TABLA 3.56: Comparación de la malla actual con la propuesta

	ACTUAL MALLA DE PERFORACIÓN		MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA	
No de taladros	62	u	48	u
Metros perforados	186	m	138	m
Tiempo en operaciones	5.43	h	4.42	h
Costo en consumo de explosivos	618.33	\$	533.21	\$
Costo del material de retacado	0	\$	4	\$
Dimensión promedio de los bloques	20-30	cm	27-40	cm

3.3.16. ESQUEMA COMPARATIVO DE LAS PROPIEDADES Y COSTOS DE LOS EXPLOSIVOS

La siguiente tabla nos resumirá las características junto con los precios de las dinamitas, agentes y accesorios para voladura. Para su elaboración se ha tomado en cuenta a tres marcas de explosivos de diferente procedencia incluido con explosivos nacionales. Estas son:

- EXPLOCEN (Ecuador)
- FAMESA (Perú)

- MAXAM (Bolivia)

Actualmente MAXAM es el que provee de explosivos a la empresa, por medio de Explomin y Tecnovoladuras; el objetivo es realizar una comparación en función a las características y costos, para así optimizar económicamente el proceso de Perforación y Voladura.

Con el cálculo de los burden anteriormente se puede establecer que la mejor opción para la elección de la dinamita es la que tenga mayor velocidad de detonación, por ello la Semigelatina de FAMESA junto con su precio es la más óptima.

TABLA 3.57: Características de la dinamita

DINAMITA		EXPLOCEN	FAMESA	MAXAM
PARÁMETROS	UNIDADES	Explogel III	SEMIGELATINA	Riodin
Dimensión	Pulgadas	1x 7	1 x 8	1X8
Peso por cartucho	g	86	120.2	152
Resistencia al agua	min	15	Muy Buena	
Densidad	g/cm ³	1.05	1.14	1.45
Volumen de gases	l/kg	922	910	895
Calor de explosion	Kcal/kg	1013	1100	1050
Velocidad de detonación	m/s	3554	5400	5700
Poder rompedor	mm	17.5	22	20
Costo unitario	\$	0.56	0.704	0.735

Agentes de voladura:

Para la elección del ANFO de igual forma que la dinamita hay que elegir el que tenga mayor valor de velocidad de detonación, en este caso es Superfam dos de FAMESA.

TABLA 3.58: Características del ANFO

ANFO		EXPLOCEN	FAMESA SUPERFAM DOS	MAXAM
PARÁMETROS	UNIDADES			
Peso por saco	Kg	25	25	25
Resistencia al agua	min	NULA	NULA	NULA
Densidad	g/cm ³	0.8	0.8	0.8
Volumen de gases	l/kg	984	920	950
Calor de explosion	Kcal/kg	922	1140	1100
Velocidad de detonación	m/s	2250	3100	2300
Costo por kilogramo	\$	1.08	1.202	1.299

Accesorios de voladura:

La empresa EXPLOCEN. C.A. no produce accesorios de voladura, a excepción de cordón detonante y mecha lenta; para la venta de rioneles, faneles, fulminantes es cliente directo de FAMESA y comercializa sus productos; consecuentemente sus precios son mayores por impuestos de importación.

La serie de retardo son similares en las tres marcas por ello no se toma en cuenta como un factor para la elección.

TABLA 3.59: Características de los rioneles

RIONELES		EXPLOCEN	FAMESA	MAXAM
PARÁMETROS	UNIDADES			
Dimensión	m	4	4	4.2
Costo unitario	\$	4.6	4.1	4.23

TABLA 3.60: Tiempo de retardo de los rioneles

NÚMERO	EXPLOCEN	FAMESA	MAXAM
	Serie periodo corto. Tiempo de retardo (ms)	Periodo corto (ms)	
1	25	25	25
2	50	50	50
3	75	75	75
4	100	100	100
5	125	125	125
6	150	150	150
7	175	175	175
8	200	200	200
9	225	225	250
10	250	250	300
11	300	300	350
12	350	350	400

Para la elección de los restantes accesorios de voladura se tomara en cuenta únicamente el precio ya que las características y dimensiones son bastante aproximadas.

TABLA 3.61: Características de los fulminantes

FULMINANTE			EXPLOCEN	FAMESA	MAXAM
PARÁMETROS	UNIDADES		FULMINANTE #8		
Dimensión	mm	longitud	45	45	45
		diámetro externo	6.3	6.3	6.3
Prueba de esopo diámetro de perforación	mm		10	10	10
Potencia relativa volumen trauzl	cm ³		23	23	23

mínimo	
Resistencia al impacto	2 kg/1m
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	
Costo unitario	\$

NO DETONA		
SI	SI	SI
0.29	0.245	0.246

TABLA 3.62: Características del cordón detonante

CORDÓN DETONANTE		EXPLOCEN	FAMESA Pentacord 5PE	MAXAM
PARÁMETROS	UNIDADES			
Diámetro externo	mm	3.46	3.5	3.5
Velocidad de detonación	m/s	7000	7000	7000
Núcleo de explosive	g/m	5.6	5.8	6
Resistencia a la tracción	Kg	50	70	60
Costo por metro	\$	0.275	0.27	0.286

TABLA 3.63: Características de la mecha lenta

MECHA LENTA		EXPLOCEN	FAMESA Mecha de seguridad	MAXAM
PARÁMETROS	UNIDADES			
Diámetro externo	mm	4.5	5	5
Núcleo de pólvora negra	g/m	5.4	6	6
Tiempo de combustión	s/m	160	160	160
Peso por metro lineal	g/m	17.2	18.3	18
Costo por metro	\$	0.165	0.30	0.336

La siguiente tabla muestra la elección final para la dinamita, agente y accesorios de voladura:

TABLA 3.64: Elección del explosivo

	EXPLOCEN	FAMESA	MAXAM
Dinamita		x	
Anfo		x	
Rionel		x	
Fulminante		x	x
Cordón detonante	x	x	
Mecha lenta	x		

Por las características que se necesitan para el cálculo adecuado de burden y por los mejores precios se toma como mejor opción la marca de FAMESA, marca peruana que podrá abastecer a tiempo y las cantidades necesarias al proyecto.

CAPÍTULO IV

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES

- El análisis efectuado a la malla de perforación que actualmente se aplica para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos de la concesión Bethzabeth, demostró falencias en el número de taladros, cantidad de carga, velocidad de detonación, avance de la frente y tiempo destinado a las labores de barrenación y cargado de sustancia explosiva y con ellas en el costo de explotación.
- Los resultados de los ensayos de compresión simple (789.43, 972.03 y 1020.24 kg/cm²), efectuados a muestras de roca que atraviesa la Rampa, demuestran que la resistencia de estas rocas aumenta a medida que ésta se profundiza.
- El RQD del macizo rocoso que atraviesa la Rampa, se lo determinó en base al análisis de 75.22 m de testigos de perforación a diamantina, parámetro que alcanzó el 85.10%, valor que se ubica dentro del rango 80 – 100, por lo que se lo califica como MUY BUENO.
- La malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, definida en base a la nueva teoría para el cálculo del burden, determina que es necesario utilizar explosivos que posean elevada velocidad de detonación para reducir el número de taladros (de 62 a 48) y la cantidad de sustancia explosiva requerida en cada voladura, mejoras que disminuirán (de 5h43 a 4h42) el tiempo destinado a la barrenación y al cargado de la sustancia explosiva.

- La aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, significará para ELIPE S.A. el ahorro de US\$ 85.12 en cada voladura, debido a la reducción de la cantidad de sustancia explosiva requerida y con ello la disminución del costo de explotación.
- La industria minera, como toda actividad económico-productiva, demanda de una permanente y constante revisión de sus procesos, para ajustarlos a los avances técnico-científicos y operativos que se desarrollan para mejorar la eficiencia y rentabilidad de los proyectos, beneficios que se desconocen si se mantienen invariables su concepción, diseño y estructura original.

4.2. RECOMENDACIONES

- Se En los trabajos de perforación y voladura que ELIPE S.A., realiza en sus concesiones mineras, debe utilizar explosivos de elevada velocidad de detonación (tipo FAMESA u otras casas productoras), pues con ellos se reducirá el número de taladros y la cantidad de sustancia explosiva requerida en cada voladura, mejoras que, entre otras, disminuirán el tiempo destinado a la barrenación y al cargado de la sustancia explosiva.
- Para reducir, a la mitad, el tiempo destinado a la perforación de taladros y a la carga de ellos con sustancia explosiva, ELIPE S.A., deberá destinar el Jumbo Atlas Copco Boomer 282 al franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, ya que dicho equipo posee dos brazos de perforación y puede operar fácilmente en la sección de 22.50 m², porque sus dimensiones se ajustan perfectamente a ella.

- La eficiencia en el franqueo de la Rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, a más de aplicar la malla de perforación propuesta en este trabajo, dependerá de la adecuada organización de los equipos de trabajo y del cumplimiento riguroso de las actividades del ciclo de trabajo, mismas que, en su orden, son: Barrenación, carga de sustancia explosiva, disparo de la malla de perforación, ventilación, soporte de la frente, limpieza del disparo y avance de instalaciones y servicios, conjunto que debe ejecutarse en un lapso de 6h00–6h30.
- Se recomienda implementar capacitaciones específicas sobre el uso del EPP, para que los trabajadores conozcan el tiempo en el que deben realizar el cambio de cada elemento.

CAPÍTULO V

5. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

5.1. BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA

- Catálogo de productos EXPLOCEN
- Catálogo de productos FAMESA
- Estudio de Impacto Ambiental Expost y Plan de Manejo Ambiental Área Minera Bethzabeth 2011
- EXSA, Manual de Perforación y Voladura
- Instituto Tecnológico Geominero de España (1994). MANUAL de perforación y voladura de rocas 2a ed. Madrid, Instituto Geológico y Geominero de España.
- Krynine, D. y Judd, W. (1972). Principios de Geología y Geotecnia para Ingenieros. (tercera edición). Barcelona: Ediciones Casanova S.A.
- Lara, C. Reza, R. (2011). Caracterización Geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5^{to} nivel de producción de la empresa minera Somilor S.A. Tesis de grado no publicada. Universidad Central del Ecuador, Quito.
- López, F. (2009). Diseño de excavación de una galería de exploración para la construcción de la caverna de casa de máquinas del Proyecto hidroeléctrico Coca Codo Sinclair. Tesis de grado no publicada. Universidad Central del Ecuador, Quito.
- López, J. Manual de Perforación y Voladura de Rocas

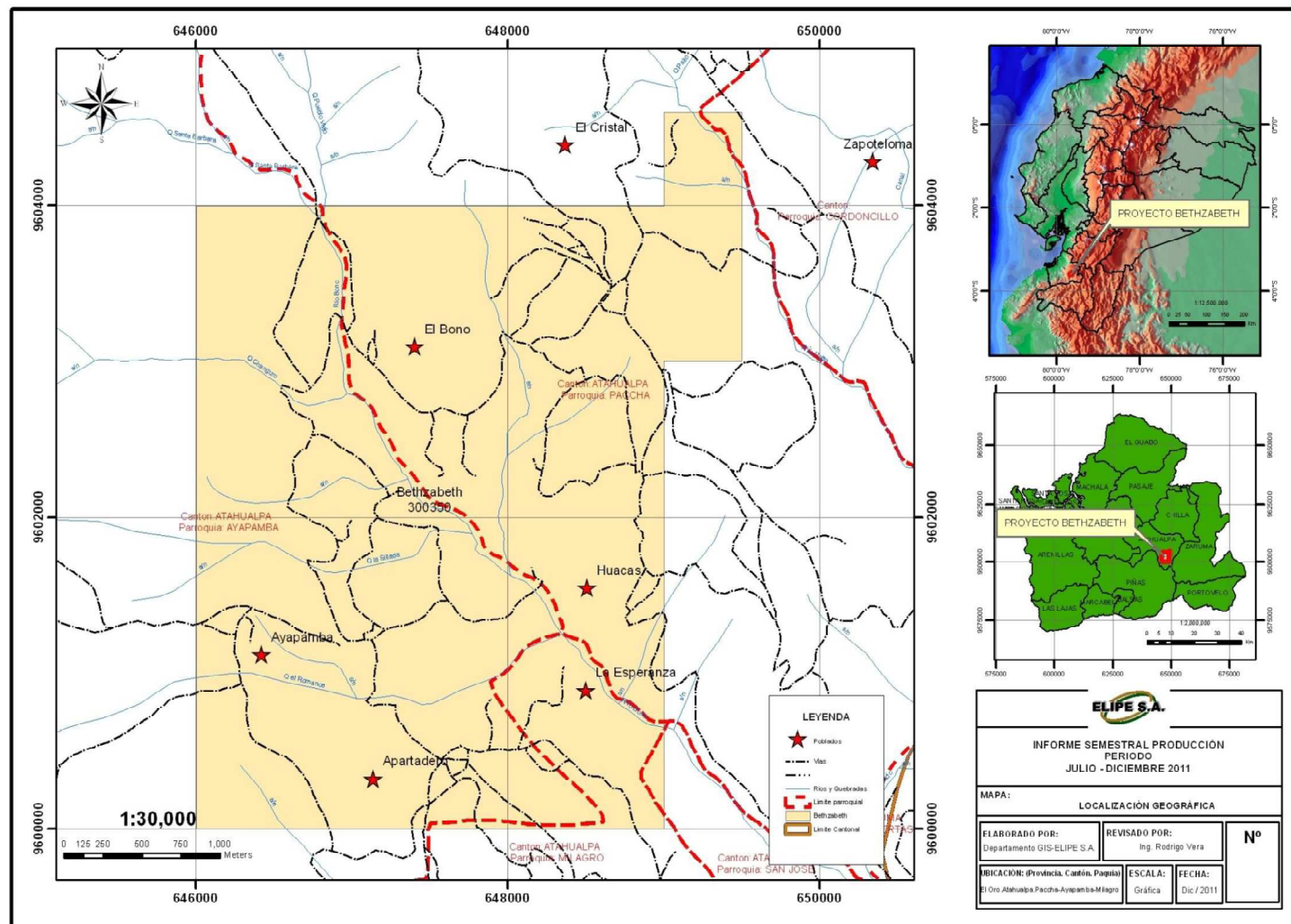
- Rene Wilfredo Ojeda Mestas. (2000). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia.
- Sosa, H (1989). Geotecnia para Minas. Quito: editorial universitaria.
- Sosa, H (1988). Mecánica de Rocas. Quito: editorial universitaria.

5.2. WEBGRAFÍA

- Problemas Actuales de la Mecánica de Rocas en Minería. Disponible en:
http://www.aimecuador.org/articulos_archivos_pdf/Problemas_actuales_Mec_Roc_Mineria.pdf. Acceso el 25 de Octubre de 2011.
- Formatos Normalizados para la toma de datos de Campo a usar en las Clasificaciones Geomecánicas RMR, Q Y SMR. Disponible en:
http://www.stmr.es/recursos/downloads/STMR_Art_FormatosNormalizados.pdf. Acceso el 25 de Octubre de 2011.
- Uso de Clasificaciones Geomecánicas en las Boquillas de Túneles. Disponible en:
http://www.stmr.es/recursos/downloads/STMR_Art_ClasifGeomecanicas.pdf. Acceso el 27 de Octubre de 2011.
- Mecánica de Rocas en la Ingeniería de Minas. Disponible en:
http://www.infoindustriaperu.com/articulos_pdf/mineria/minas/007.pdf. Acceso el 27 de Octubre de 2011.
- Perforación en Minería Subterránea. Disponible en:
http://geco.mineroartesanal.com/tikidownload_wiki_attachment.php?attId=1198. Acceso el 28 de Octubre de 2011.

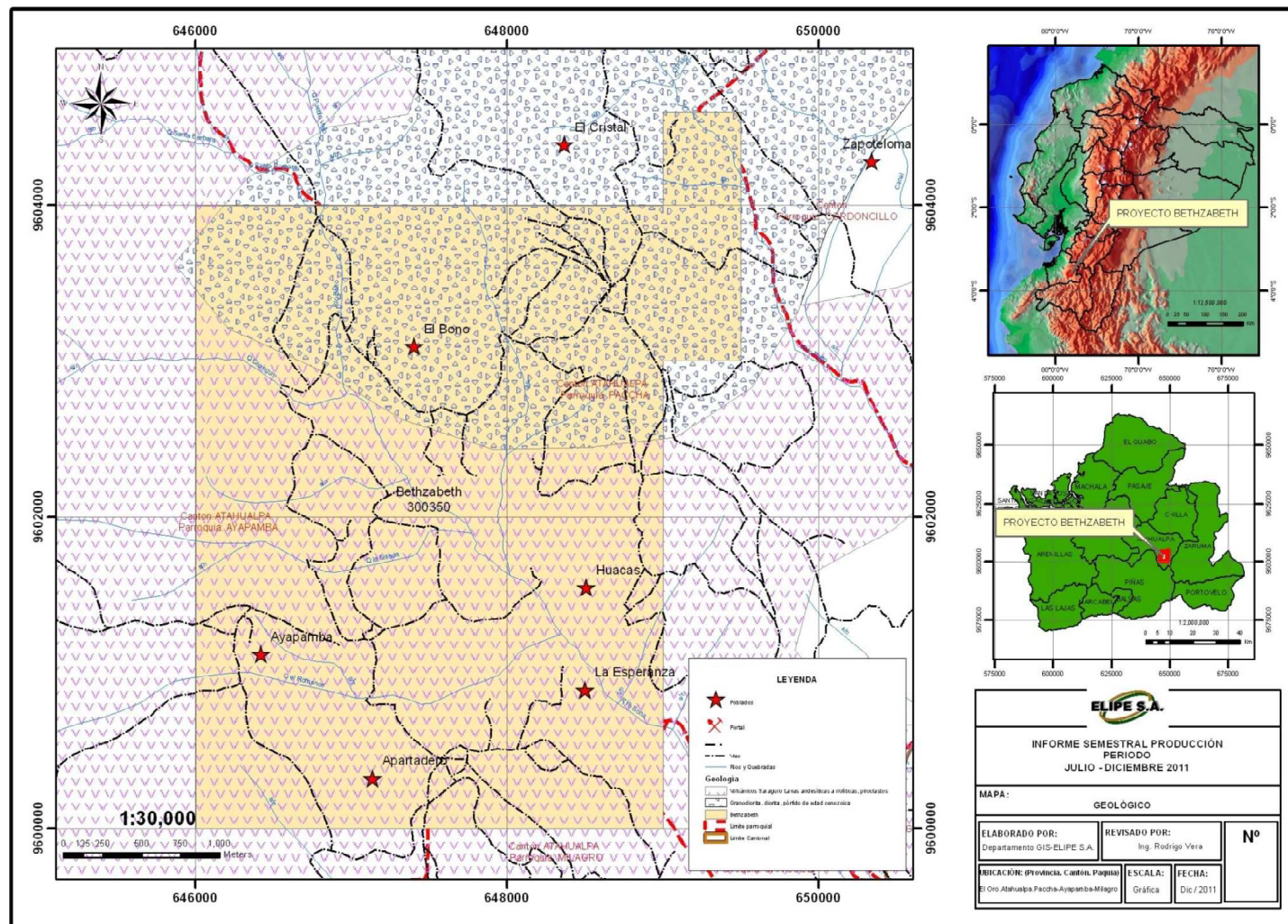
ANEXO 1:

MAPA DE UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL PROYECTO



ANEXO 2:

MAPA GEOLÓGICO



ANEXO 3:

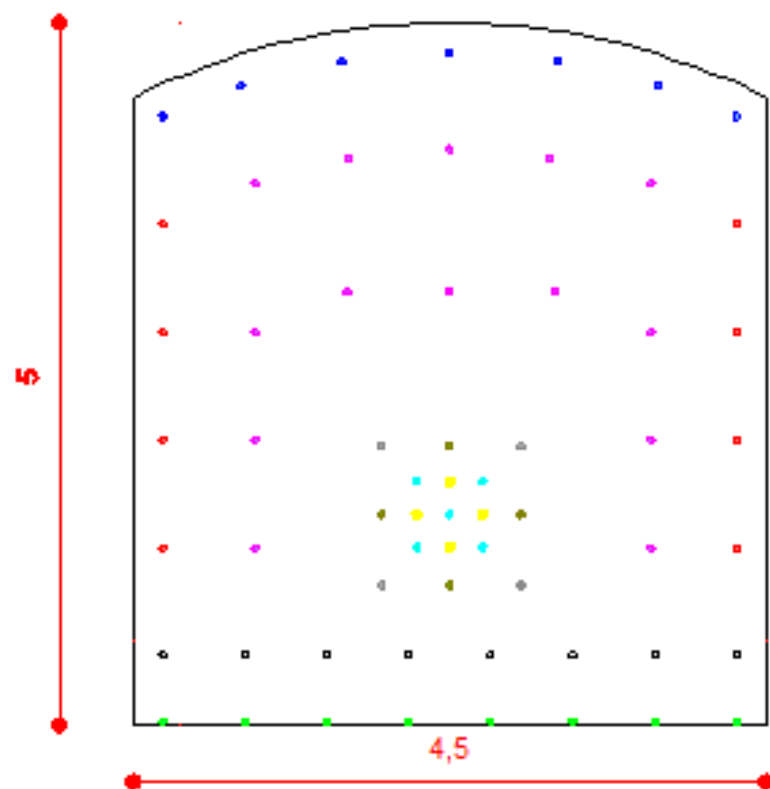
DISTRIBUCIÓN DE LOS
TALADROS EN LA MALLA DE
PERFORACIÓN Y DIAGRAMA DE
VOLADURA

DIA GRAMA DE PERFORACIÓN ACTUAL ***RAMPA***

ESCALA 1:40

ESCALA GRÁFICA

0.5m 1.0m



UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FIGEMPA
CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

REALIZADO POR: VANESSA SÁNCHEZ

■■■■■■■■■■

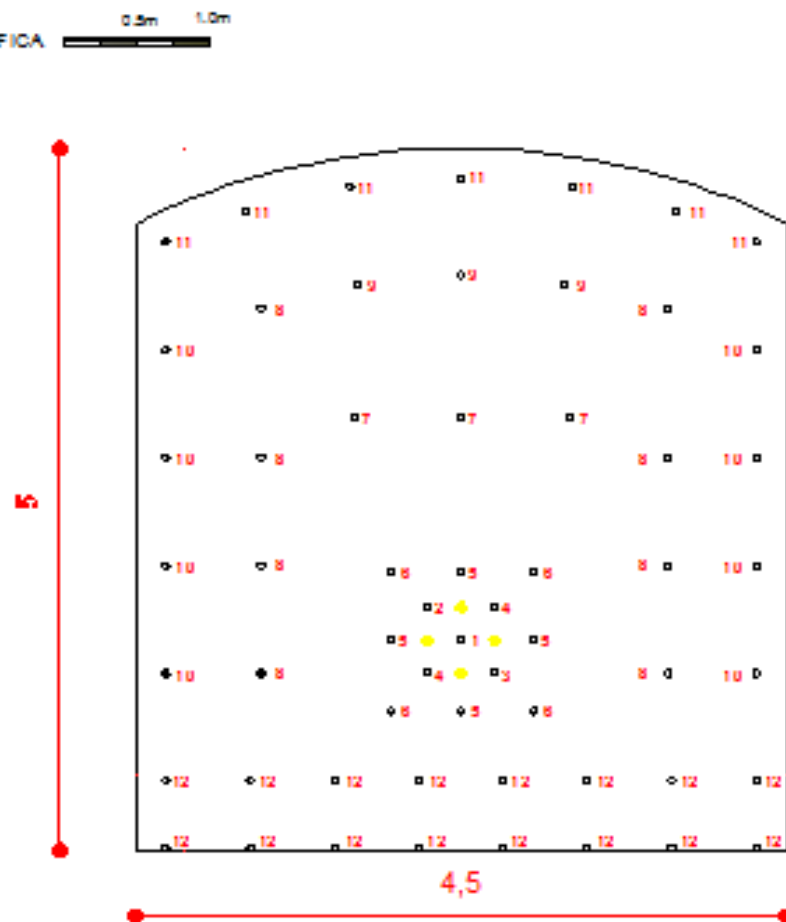
REVISADO POR: ING. ADÁN QUEJÁN

■■■■■■■■■■

DIAGRAMA DE DISPARO ACTUAL
RAMPA

ESCALA 1:40

ESCALA GRÁFICA



ANEXO 4:

**CONSUMO DE EXPLOSIVOS EN LA
MALLA ACTUAL**

CONSUMO DE EXPLOSIVOS

CLASE DE BARRENO		NÚMERO DE BARRENO	PROFUNDIDAD DEL BARRENO	DIÁMETRO DEL BARRENO	DINAMITA		ANFO kg		RIONEL		
			m	mm	Por barreno	Total	Por barreno	Total	Tipo	Por barreno	Total
Eacareados		4	3	64							
Cuele	1	5	3	45	5	25	2.99	14.95	1	1	1
	1			45					2	1	1
	1			45					3	1	1
	2			45					4	1	2
Contracuele		4	3	45	1	4	3.82	15.28	5	1	4
Sobreayudantes		4	3	45	1	4	3.82	15.28	6	1	4
Destroza	3	14	3	45	1	14	3.82	53.48	7	1	3
	8			45					8	1	8
	3			45					9	1	3
Hastiales		8	3	45	1	8	3.82	30.56	10	1	8
Techo		7	3	45	1	7	3.82	26.74	11	1	7
Zapateras		8	3	45	8	64	1.32	10.56	12	1	8
Ayudantes de las zapateras		8	3	45	1	8	3.82	30.56	12	1	8
TOTAL		62				134		197.4			58

Cantidad total de dinamitas (riodin)	129
Cantidad total de anfo	198kg
Cordón detonante	20m
Fulminante #8	1
Mecha lenta	1.5 m

ANEXO 5:

COSTOS EN EL CONSUMO DE SUSTANCIA EXPLOSIVA

COSTO DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA

CLASE DE BARRENO	NÚMERO DE BARRENO	DINAMITA			ANFO			RIONEL		
		POR BARRENO	TOTAL	COSTO TOTAL (\$)	POR BARRENO (kg)	TOTAL	COSTO TOTAL (\$)	POR BARRENO	TOTAL	COSTO TOTAL \$
Eacareados	4									
Cuele	5	5	25	18.37	2.99	14.95	19.42	1	5	21.15
Contracuele	4	1	4	2.94	3.82	15.28	19.85	1	4	16.92
Sobreayudantes	4	1	4	2.94	3.82	15.28	19.85	1	4	16.92
Destroza	14	1	14	10.29	3.82	53.48	69.47	1	14	59.22
Hastiales	8	1	8	5.88	3.82	30.56	39.70	1	8	33.84
Techo	7	1	7	5.14	3.82	26.74	34.74	1	7	29.61
Zapateras	8	10	80	58.80	1.32	10.56	13.72	1	8	33.84
Ayudantes de las zapateras	8	1	8	5.88	3.82	30.56	39.70	1	8	33.84
TOTAL	62		150	110.24		197.41	256.44		58	245.34

COSTOS DETALLADOS DE SUSTANCIA EXPLOSIVA

DINAMITA: Riodin	
Precio/caja	94.080
contenido/caja	25.000
Precio/kg	3.763
peso/cartucho	0.195
#cartuchos/caja	128.0
Precio unitario	0.735
RIONEL 4.2m	
Precio unitario	4.230
ANFO	
Costal	25.000
Precio/costal	32.480
precio/kg	1.299
CORDON DETONANTE 5g	
Rollo	700.000
precio/rollo	200.480
precio/metro	0.286
MECHA LENTA	
Rollo	500.000
precio/rollo	112.000
precio/metro	0.224
FULMINANTE # 8	
Precio/caja	24.640
contenido/caja	100.000
Precio unitario	0.246

*Todos los precios están expresados en dólares.

ANEXO 6:

ENSAYOS DE MUESTRAS



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

INDICE DE CARGA PUNTUAL

INF.No.11-3842
HOJA 1 de 4

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M1 - DB
FECHA DE EXTRACCION: *****
PROFUNDIDAD: *****

FECHA DE ENSAYO: 12/12/2011

NORMA: ISRM - ASTM D5731 - 03

MUESTRA No.	DESCRIPCION	TIPO ENSAYO	DIAMETRO (mm)	ALTURA (mm)	Peso Natural (g)	DISTANCIA "D" (mm)	CARGA "P" (Kg)	Is (Kg/cm ²)	Is ₅₀ (Kg/cm ²)
1	M1 - DB	IRREGULAR	****	27,8	213,3	27,8	908,8	117,9	90,5


ING. CESAR MONROY B.
JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA.



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

INDICE DE CARGA PUNTUAL

INF.No.11-3842
HOJA 2 de 4

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M2 - DB
FECHA DE EXTRACCION: *****
PROFUNDIDAD: *****

FECHA DE ENSAYO: 12/12/2011

NORMA: ISRM - ASTM D5731 - 03

MUESTRA No.	DESCRIPCION	TIPO ENSAYO	DIAMETRO (mm)	ALTURA (mm)	Peso Natural (g)	DISTANCIA "D" (mm)	CARGA "P" (Kg)	Is (Kg/cm ²)	Is ₅₀ (Kg/cm ²)
1	M2 - DB	IRREGULAR	****	31,8	130,8	31,8	894,4	88,6	72,3


ING. CESAR MONROY B.
JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA.



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

INDICE DE CARGA PUNTUAL

INF.No.11-3842
HOJA 3 de 4

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M3 - DB
FECHA DE EXTRACCION: *****
PROFUNDIDAD: *****

FECHA DE ENSAYO: 12/12/2011

NORMA: ISRM - ASTM D5731 - 03

MUESTRA No.	DESCRIPCION	TIPO ENSAYO	DIAMETRO (mm)	ALTURA (mm)	Peso Natural (g)	DISTANCIA "D" (mm)	CARGA "P" (Kg)	Is (Kg/cm ²)	Is ₅₀ (Kg/cm ²)
1	M3 - DB	IRREGULAR	****	32,2	264,4	32,2	1182,9	113,9	93,5


ING. CESAR MONROY B.
JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA.



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

ENSAYO COMPRESION SIMPLE EN ROCAS

INF. 11-3841
Hoja 01 de 04

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A.
PROYECTO: BETHZABETH

Sondeo:	***
Muestra:	M1 - DB
Profundidad:	***
lado(cm)	6,03
Area (cm2):	36,40
Carga máxima (kgf):	28734,4
Esfuerzo máximo a la compresión (kg/cm2):	789,43
Fecha de extracción:	***
Fecha de ensayo:	12-Dic-11
Longitud (cm):	6,03
Factor de corrección:	0,78
Esfuerzo a Compresión Cubica (kg/cm2):	789,43
Esfuerzo a Compresión Cilindrica (kg/cm2):	615,75
Condiciones de humedad:	natural
Peso de la muestra (gr):	578,40
Peso específico (gr/cm3):	2,63


Ing. César Moroy B.
JEFE DEL LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios SILA



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

ENSAYO COMPRESION SIMPLE EN ROCAS

INF. 11-3841
Hoja 02 de 04

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A.
PROYECTO: BETHZABETH

Sondeo:	***
Muestra:	M2 - DB
Profundidad:	***
lado(cm)	6,05
Area (cm ²):	36,32
Carga máxima (kgf):	35306,56
Esfuerzo máximo a la compresión (kg/cm ²):	972,03
Fecha de extracción:	***
Fecha de ensayo:	12-Dic-11
Longitud (cm):	6,01
Factor de corrección:	0,78
Esfuerzo a Compresión Cubica (kg/cm ²):	972,03
Esfuerzo a Compresión Cilindrica (kg/cm ²):	758,19
Condiciones de humedad:	natural
Peso de la muestra (gr):	581,30
Peso específico (gr/cm ³):	2,66


Ing. César Monroy B.
JEFE DEL LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios SILA



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES


ENSAYO COMPRESION SIMPLE EN ROCAS

INF. 11-3841
Hoja 03 de 04

Quito, 14 de Diciembre de 2011

SOLICITA: ELIPE S.A.
PROYECTO: BETHZABETH

Sondeo:	***
Muestra:	M3 - DB
Profundidad:	***
lado(cm)	6,03
Area (cm ²):	36,14
Carga máxima (kgf):	36871,36
Esfuerzo máximo a la compresión (kg/cm ²):	1020,24
Fecha de extracción:	***
Fecha de ensayo:	12-Dic-11
Longitud (cm):	5,99
Factor de corrección:	0,78
Esfuerzo a Compresión Cubica (kg/cm ²):	1020,24
Esfuerzo a Compresión Cilindrica (kg/cm ²):	795,79
Condiciones de humedad:	natural
Peso de la muestra (gr):	575,70
Peso específico (gr/cm ³):	2,66


Ing. César Moscoso B.
JEFE DEL LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios SILA



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

PESO ESPECIFICO Y ABSORCION

INF. No. 11-3880

Quito, 16 de Diciembre de 2011

Hoja 01 de 04

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M1 - DB
FECHA DE EXTRACCION: **** **FECHA DE ENSAYO:** 15/12/2011
PROFUNDIDAD: ****
NORMAS: ASTM C128 ; INEN 856, CEPIS VOL. 7-6 CAPITULO 8

ENSAYO DE PESO ESPECIFICO		
PESO ESPECIFICO :	2,621	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO S.S.S :	2,660	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO APARENTE :	2,726	gr/cm ³
ABSORCION DE AGUA :	1,48	%


Ing. César Montoya B.

JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA

Archivo: peso esp11-3880.xls

Dirección: Ladrón de Guevara E11-253 v Andalucía / Edif. Ind. Civil Mezanina Ofic. M15 email: laboratoriocivilenn@yahoo.com Telf 2607 144 ext 21



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

PESO ESPECIFICO Y ABSORCION

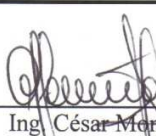
INF. No. 11-3880

Quito, 16 de Diciembre de 2011

Hoja 02 de 04

SOLICITA: ELIPE S.A
PROYECTO: BETHZABETH
MUESTRA: M2 - DB
FECHA DE EXTRACCION: **** **FECHA DE ENSAYO:** 15/12/2011
PROFUNDIDAD: ****
NORMAS: ASTM C128 ; INEN 856, CEPIS VOL. 7-6 CAPITULO 8

ENSAYO DE PESO ESPECIFICO		
PESO ESPECIFICO :	2,628	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO S.S.S :	2,711	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO APARENTE :	2,864	gr/cm ³
ABSORCION DE AGUA :	3,13	%


Ing. César Menroy B.

JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA

Archivo: peso esp11-3880.xls

Dirección: Ladrón de Guevara E11-253 v Andalucía / Edif. Ing. Civil Mezanine Ofic. M15 email: laboratorioincivilenn@yahoo.com Telf: 2401-1144 ext



ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS Y ENSAYO DE MATERIALES

PESO ESPECIFICO Y ABSORCION

INF. No. 11-3880

Quito, 16 de Diciembre de 2011

Hoja 03 de 04

SOLICITA: ELIPE S.A

PROYECTO: BETHZABETH

MUESTRA: M3 - DB

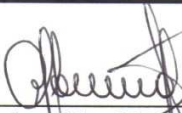
FECHA DE EXTRACCION: ****

FECHA DE ENSAYO: 15/12/2011

PROFUNDIDAD: ****

NORMAS: ASTM C128 ; INEN 856, CEPIS VOL. 7-6 CAPITULO 8

ENSAYO DE PESO ESPECIFICO		
PESO ESPECIFICO :	2,668	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO S.S.S :	2,692	gr/cm ³
PESO ESPECIFICO APARENTE :	2,733	gr/cm ³
ABSORCION DE AGUA :	0,90	%


Ing. César Montoya B.

JEFE DE LABORATORIO

Laboratorio calificado por el INEN y miembro del Sistema Nacional de Laboratorios, SILA

Archivo: peso esp11-3880.xls

Dirección: Ladrón de Guevara E11-253 y Andalucía / Edif. Ing. Civil Mezanine Ofic. M15 email: laboratorio@civilenon@yahoo.com Telf: 2507-144 ext

ANEXO 7:

MAPA DE RIESGOS DEL PROYECTO

SIMBOLOGÍA		
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO

LEGENDA		
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO
	ALERTAS DE RIESGO	ALERTAS DE RIESGO

1505 - 1475 m.s.n.m



1475 - 1450 m.s.n.m



1450 - 1440 m.s.n.m



1440 - 1410 m.s.n.m



1410 - 1375 m.s.n.m



ANEXO 8:

RESUMEN DE LOS RESULTADOS
DE LOS CÁLCULOS DE CANTIDAD
DE SUSTANCIA EXPLOSIVA

RESUMEN DE CANTIDAD DE CARGA EN LOS BARRENOS

		BARRENOS								TOTAL	
		Uni.	PISO	HASTIALES	TECHO	DESTROZA	CONTRACUELE		4to CUADRO (Subayuda)		
							2do	3er			
Concentración carga de fondo	C _{CF}	kg/m	2.03	2.4	2.03	2.03	0.75	0.75	0.7		
Longitud de la carga de fondo	h _f	m	1	0.5	0.5	1	0.6	0.6	0.8		
Peso de la carga de fondo	Q _f	kg	2.03	1.2	1	2	0.4	0.4	0.55		
Zona de retacado	hr	m	0.2	0.5	0.5	0.65	0.1	0.1	0.1		
Concentración carga de columna	C _{CC}	kg/m	1.4	1	0.6	1	0.54	0.54	0.43		
Longitud de la carga de columna	hc	m	1.8	2	2	1.35	2.3	2.3	2.1		
Peso de la carga de columna	Q _c	kg	2.5	2	1.2	1.4	1.24	1.24	0.9		
Número total de cartuchos por orificio	cart.*orif.		5	2.5	2.5	5	3.0	3	4		
Cantidad de anfo por orifico	kg		4.15	4.61	4.61	3.11	5.30	5.30	4.84		
NUMERO DE BARRENOS			5	6	7	11	5	4	4	42	barrenos de producción
										4	barrenos de alivio
										46	TOTAL

ANEXO 9:

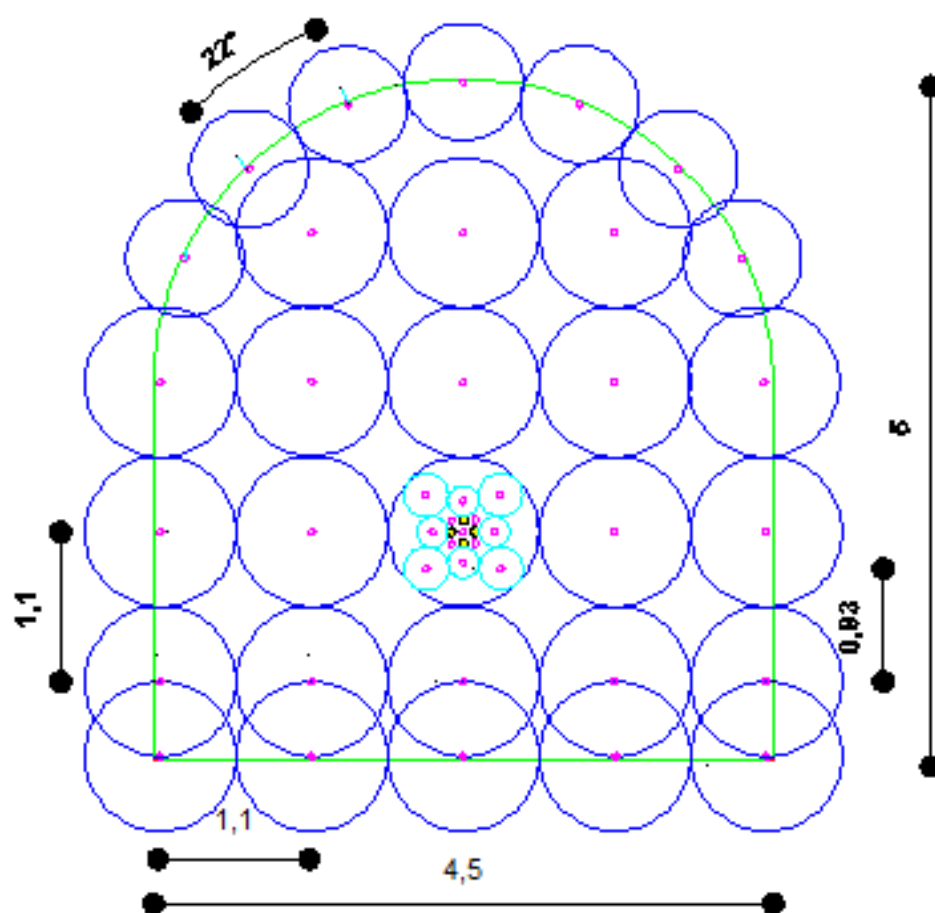
MALLA DE PERFORACIÓN
PROPUESTA Y DIAGRAMA DE
VOLADURA

DIAGRAMA DE PERFORACIÓN PROPUESTO
RAMPA

ESCALA 1:40

ESCALA GRÁFICA

1.0m

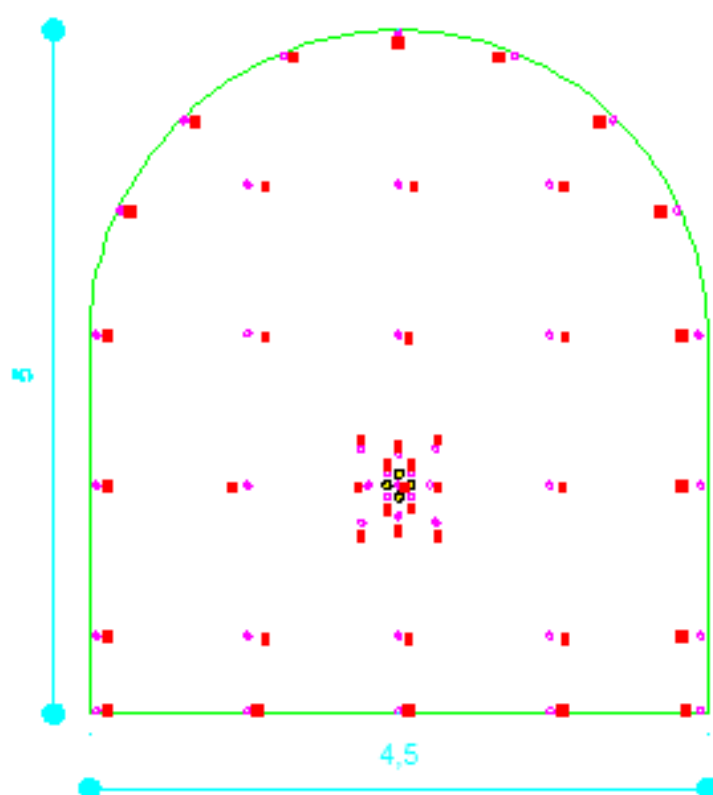


DIA GRAMA DE DISPARO PROPUESTO *RAMPA*

ESCALA 1:40

ESCALA GRÁFICA

0.5m 1.0m



UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR
FIGEMPA
CARRERA DE INGENIERÍA DE MINAS

REALIZADO POR: VANESSA SÁNCHEZ

REVISADO POR: ING. ADÁN GUZMÁN